



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA  
ESCUELA POLITÉCNICA DE INGENIERÍA  
DE MINAS Y ENERGÍA



Trabajo Fin de Máster

# **ESTUDIO SOBRE LAS PRINCIPALES VOLADURAS DE CONTORNO, OPTIMIZACIÓN Y DESARROLLO DE UNA METODOLOGÍA DE CÁLCULO RELACIONADA CON LOS PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DEL TERRENO**

---

**(Study about main contour blastings, optimization  
and development of a calculation methodology  
related to the geomechanical parameters of the  
ground)**

Para acceder al título de:

**Máster Universitario en Ingeniería de Minas**

**Autor: Daniel López Peláez  
Director: Beatriz Malagón Picón  
Convocatoria: Julio 2020**



## RESUMEN

Las voladuras de contorno son una herramienta útil en la protección del macizo rocoso adyacente al perímetro de la excavación. Aunque el coste de realización sea elevado y el objetivo del mismo no entre dentro del campo de la producción, es innegable el hecho de los beneficios que se derivan de su uso.

El diseño no debe de ser algo invariable, sino que se debe de adaptar a las variaciones de los parámetros geomecánicos que el terreno presente. Con este estudio, se desarrolla una metodología de cálculo a partir de los parámetros geomecánicos del terreno, sin tener que recurrir a ensayos en laboratorio (con su elevado coste y tiempo de realización). Con el uso de estaciones geomecánicas para poder clasificar las variaciones del terreno, se obtienen los datos necesarios para el desarrollo de los cálculos necesarios para la optimización de las voladuras de contorno. El uso del martillo de Schmidt o del índice de carga puntual (para la obtención de la resistencia a compresión), o de los sismógrafos (cálculo de PPV crítica y velocidad de propagación de ondas primarias y secundarias), son alguna de las maneras de obtener estos parámetros geomecánicos.

Tampoco hay que olvidar la modificación del diseño de las últimas filas de las voladuras de producción cercanas al perímetro de la excavación, impidiendo que se pierda el objetivo logrado con las voladuras de contorno y evitar el daño al macizo rocoso.

Palabras clave: Voladura de contorno, precorte, recorte, optimización, PPV, resistencia a la compresión simple, índice de carga puntual, GSI, Q (Barton), cordón detonante, ondas primarias y secundarias, vibraciones en campo cercano.

---

## ABSTRACT

The contour blasting is a useful tool in protecting the rock mass adjacent to the perimeter of the excavation. Although the cost of realization is high and its objective does not fall within the field of production, the fact of the benefits derived from its use is undeniable.

The design must not be something invariable, but must be adapted to the variations of the geomechanical parameters that the ground presents. With this study, a calculation methodology is developed based on the geomechanical parameters of the ground, without having to resort to laboratory tests (with its high cost and time of completion). With the use of geomechanical stations to be able to classify the ground variations, the necessary data is obtained for the development of the necessary calculations for the optimization of the contour blasting. The use of the Schmidt hammer or the point load index (to obtain the compressive strength), or the seismographs (calculation of critical PPV and speed of propagation of primary and secondary waves), are some of the ways to obtain these geomechanical parameters.

Nor should it forget to modify the design of the last rows of production blasting near the perimeter of the excavation, preventing the objective achieved with the contour blasting from being lost and avoiding damage to the rock mass.

Keywords: Contour blasting, presplitting, smooth blasting, optimization, PPV, uniaxial compressive strength, point load index, GSI, Q (Barton), detonating cord, primary and secondary waves, near field vibrations.





## ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN A LAS VOLADURAS DE CONTORNO:.....	10
1.1 Concepto: .....	10
1.2 Tipos de voladuras de contorno: .....	10
2. OBJETIVO Y ALCANCE: .....	14
2.1 Tendencia actual de los trabajos de voladura: .....	14
2.2 Problemática en las voladuras de contorno:.....	15
2.3 Método de optimización en las voladuras de contorno:.....	16
2.4 Principales beneficios: .....	17
3. PERFORACIÓN DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO:.....	19
3.1 Parámetros a tener en cuenta en la ejecución de la perforación: .....	19
3.1.1 Errores: .....	19
3.1.2 Desviaciones:.....	20
3.2 Tipos de perforación: .....	23
3.3 Maquinaria a utilizar:.....	24
3.4 Recomendaciones de fungibles para asegurar una correcta perforación disminuyendo las desviaciones:.....	26
3.4.1 Tipos de bocas: .....	26
3.4.2 Tubos guía: .....	28
4. EXPLOSIVOS UTILIZADOS Y FORMA DE CARGA EN LOS BARRENOS DE CONTORNO:.....	29
4.1 Tipos de explosivos utilizados en voladuras de contorno:.....	29
4.2 Características de los explosivos a utilizar: .....	31
4.3 Forma de carga en barrenos de contorno:.....	32
5. CÁLCULO DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO:.....	34
5.1 Introducción, revisión y limitaciones del cálculo con reglas básicas: .....	34
5.2 Cálculos para voladuras de precorte (exterior): .....	34
5.2.1 Cálculo del valor del espaciamiento entre barrenos de precorte: .....	34
5.2.2 Cálculo de la presión de barreno: .....	40
5.3 Mecanismos de daño al macizo rocoso por voladuras y su mitigación: .....	43
5.3.1 Daños ocasionados por la presión generada por los gases de la detonación: 43	
5.3.2 Efecto del fallo por liberación de carga:.....	43
5.3.3 Daño ocasionado por vibraciones en campo cercano:.....	46

5.3.3.1	Tipos de ondas: .....	47
5.3.3.2	Criterio de rotura por tracción en campo cercano:.....	49
5.3.3.3	Modelo de Holmberg-Persson para vibraciones en campo cercano: ....	51
5.3.3.4	Estudio de vibraciones para obtención de los parámetros necesarios del modelo de Holmberg-Persson: .....	55
5.4	Modificación del diseño de la voladura de producción adyacente a la voladura de contorno: .....	58
5.5	Efectividad de la voladura de precorte como barrera frente a las vibraciones:	61
5.6	Uso de barrenos guía: .....	62
5.7	Comparativa de resultados con estudios recientes:.....	63
5.8	Cálculos para voladuras de recorte (interior):.....	64
5.8.1	Zonas de daños según el perfil de excavación:.....	65
5.8.2	Cálculo del espaciamiento óptimo de los barrenos de recorte a partir del radio crítico de daño al macizo rocoso de la fila de barrenos amortiguados: .....	67
6.	DATOS GEOMECÁNICOS NECESARIOS PARA LOS CÁLCULOS DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO: .....	73
6.1	Datos necesarios obtenidos del macizo rocoso:.....	73
6.2	Uso de estaciones geomecánicas: .....	73
6.3	Determinación de la resistencia a compresión simple mediante ensayos de campo:.....	76
6.3.1	Ensayo de carga puntual para la medida de la resistencia a compresión simple del macizo rocoso: .....	78
6.3.2	Uso del martillo de Schmidt para la medida de la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso: .....	85
6.4	Corrección de valores de resistencia a la compresión por la aparición de microfracturas en los frentes de trabajo originados por voladuras: .....	87
6.5	Estimación de los valores de resistencia a la tracción: .....	88
6.6	Determinación de los valores de velocidad de las ondas primarias y secundarias.....	88
6.6.1	Determinación de la velocidad de propagación de las ondas primarias:..	88
6.6.2	Correlaciones entre la velocidad de propagación de las ondas primarias y la resistencia a la compresión simple: .....	89
6.6.3	Estimación de la velocidad de propagación de las ondas secundarias: ....	90
6.7	Determinación de los valores del módulo de Young y el coeficiente de Poisson: .....	91
6.7.1	Estimación del módulo de Young: .....	91

6.7.2	Estimación del coeficiente de Poisson: .....	95
6.8	Correlación de datos y posibles desviaciones de los parámetros obtenidos con los realizados en ensayos de laboratorio:.....	95
6.9	Estimaciones de parámetros geomecánicos ante la falta de datos: .....	95
7.	CALIDAD DE RESULTADOS EN LAS VOLADURAS DE CONTORNO: .....	98
7.1	Necesidad y seguimiento de la calidad de los resultados obtenidos:.....	98
7.2	Cantidad y porcentaje de cañas originadas: .....	98
7.3	Tipología de daños:.....	99
7.4	Desviaciones: .....	102
7.5	Cañas quemadas:.....	102
7.6	Ejemplos de daños presentes en las voladuras de contorno:.....	103
8.	CASOS PRÁCTICOS:.....	105
8.1	Obras lineales de vías de comunicaciones:.....	105
8.2	Taludes finales de canteras: .....	109
8.3	Obras subterráneas (túneles y galerías): .....	111
9.	PRESPUESTO: .....	114
9.1	Adquisición de equipos:.....	114
9.2	Mantenimiento y calibración de equipos: .....	114
9.3	Personal:.....	114
9.4	Partida de seguridad y salud: .....	114
10.	CONCLUSIONES:.....	116
11.	BIBLIOGRAFÍA:.....	118
	ANEXOS:.....	126
A.1	Hojas de especificaciones de explosivos:.....	127
A.2	Hojas de especificaciones de perforadoras:.....	138
A.3	Esquemas de detalle de voladuras de precorte y recorte: .....	143
A.4	Plantilla de evaluación de calidad en la voladura de contorno:.....	145
A.5	Hoja de especificaciones sismógrafos: .....	146
A.6	Plantilla de estaciones geomecánicas: .....	149

## ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1.1 Ejemplo de perforación en línea .....	10
Cuadro 1.2 Ejemplo de voladura de recorte. Fuente: López Jimeno (2003) [1] .....	11
Cuadro 1.3 Ejemplo de voladura de recorte para excavación subterránea. ....	12
Cuadro 1.4 Ejemplo de voladura amortiguada. Fuente: López Jimeno (2003). [1] .....	12
Cuadro 1.5 Ejemplo de voladura de precorte. Fuente: López Jimeno (2003). [1] .....	13
Cuadro 3.1 Causas de la desviación en los barrenos. ....	20
Cuadro 3.2 Errores en la perforación de barrenos en túneles. Fuente: López Jimeno (2017). [2].....	20
Cuadro 3.3 Desviaciones debidas a estratificaciones de la roca en diferentes ángulos..	21
Cuadro 3.4 Influencia del ángulo de estratificación en desviación de barrenos. Fuente Atlas Copco (2010). [3] .....	22
Cuadro 3.5 Dispositivo O-Pitdev para medición de desviaciones en barrenos. Fuente: O-Pitblast Lda.....	22
Cuadro 3.6 Martillo en cabeza. Fuente: Atlas Copco (2010). [3] .....	23
Cuadro 3.7 Martillo en fondo. Fuente: Atlas Copco (2010). [3] .....	23
Cuadro 3.8 Sistema COPROD. Fuente Atlas Copco (2010). [3] .....	24
Cuadro 3.9 Boca de centro hundido. Fuente: Atlas Copco (2010). [3] .....	27
Cuadro 3.10 Boca de centro hundido. Fuente: Atlas Copco (2010). [3] .....	27
Cuadro 3.11 Boca retráctil. Fuente: Atlas Copco (2010). [3].....	27
Cuadro 3.12 Tubo guía junto con boca de botones retráctil. Fuente: Sandvik Tamrock (2006). [4].....	28
Cuadro 4.1 Diseños de carga en barrenos de contorno para diferentes explosivos.....	29
Cuadro 4.2 Esquema de carga barreno de precorte con cordón detonante.....	33
Cuadro 5.1 Distribución de las tensiones en la pared del barreno.....	35
Cuadro 5.2 Distribución de tensiones para un solo barreno. ....	37
Cuadro 5.3 Distribución de tensiones en dos barrenos consecutivos. ....	38
Cuadro 5.4 Esquema longitudinal de una carga explosiva y proceso de detonación. Fuente: López Jimeno (2003). [1] .....	40
Cuadro 5.5 Voladura con dirección de salida perpendicular al talud.....	44
Cuadro 5.6 Voladura con dirección de salida paralela al talud .....	45

Cuadro 5.7 Zonas que atraviesa la onda de presión. ....	47
Cuadro 5.8 Orden de llegada de las ondas elásticas en un reporte de vibraciones.....	48
Cuadro 5.9 Tipos de ondas internas y superficiales. ....	49
Cuadro 5.10 Modelo de Holmberg y Persson para vibraciones en campo cercano. ....	52
Cuadro 5.11 Esquema de posible situación de los geófonos para la realización del estudio de vibraciones. ....	55
Cuadro 5.12 Análisis de daños provocados por las voladuras de producción.....	60
Cuadro 5.13 Corrección de diseño para evitar daños a los taludes finales.....	60
Cuadro 5.14 Plano de fractura del precorte visto en superficie.....	62
Cuadro 5.15 Colocación de los sismógrafos en túnel.....	64
Cuadro 5.16 Zonas de daño al macizo rocoso inducidas por voladuras alrededor de una excavación subterránea.....	65
Cuadro 5.17 Ángulo de pinchado del brazo de perforación para los barrenos de contorno de la corona.....	66
Cuadro 5.18 Representación del volumen de sobreexcavación debido al ángulo de pinchado. ....	66
Cuadro 5.19 Representación de los radios de agrietamiento, pulverización y radio crítico de daño en un barreno.....	68
Cuadro 5.20 Comparación de zonas de agrietamiento de voladuras con y sin recorte. .	68
Cuadro 5.21 Situación de la fila de barrenos amortiguados (Fase 1). ....	69
Cuadro 5.22 Radio de daño de los barrenos amortiguados. ....	70
Cuadro 5.23 Colocación y radio de daño barrenos recorte (Fase 2).....	70
Cuadro 5.24 Colocación y radio de daños zapateras, destroza y cuele (Fase 3,4 y 5)...	71
Cuadro 5.25 Representación de halos de daños por vibraciones según el modelo de Holmberg-Persson. ....	71
Cuadro 6.1 Estación geomecánica marcada sobre el talud de estudio con familias de diaclasas.....	74
Cuadro 6.2 Talud con estaciones geomecánicas separadas 10 metros. ....	74
Cuadro 6.3 Ejemplo de estudio de estaciones geomecánicas a lo largo del eje de un túnel. ....	75
Cuadro 6.4 Situación de posibles estaciones geomecánicas tras las voladuras.....	76
Cuadro 6.5 Punzón cónico (ASTM D 5731 y UNE 22950-5). [27].....	78

Cuadro 6.6 Configuraciones de carga y forma de las muestras para (a) ensayo diametral, (b) ensayo axial, (c) ensayo de bloques y (d) ensayo de fragmentos irregulares (UNE 22950-5) [27].	79
Cuadro 6.7 Equipo portátil para la realización de ensayo de carga puntual (Tomás et al 2013) [30].	80
Cuadro 6.8 Formas de rotura típicas para ensayos válidos y nulos (UNE 22950-5) [27].	80
Cuadro 6.9 Requisitos de forma de los fragmentos irregulares de roca (UNE 22950-5) [27].	81
Cuadro 6.10 Direcciones de carga para los ensayos de rocas anisotrópicas.	82
Cuadro 6.11 Detalle de martillo de Schmidt (tipo N). Fuente: Jordá (2016) [32].	85
Cuadro 6.12 Relación entre E y $\sigma_c$ . Fuente: González de Vallejo (2002) [44].	91
Cuadro 7.1 Cañas visibles en talud realizado con voladura de precorte.	99
Cuadro 7.2 Influencia de las discontinuidades en el plano de precorte: Fuente: López Jimeno (2010) [53].	101
Cuadro 7.3 Evaluación de secciones en obra subterránea	101
Cuadro 7.4 Medias cañas marcadas en los hastiales de un túnel.	102
Cuadro 7.5 Desviaciones en la perforación de los barrenos de precorte	102
Cuadro 7.6 Caña “quemada”	103
Cuadro 7.7 Roca saliente entre barrenos	103
Cuadro 7.8 Sobreexcavación entre barrenos y sobrerotura en zona de emboquille	104
Cuadro 8.1 Estado taludes en producción sin definir todavía los límites de excavación finales.	109
Cuadro 8.2 Aumento de las reservas de mineral por el cambio de inclinación en los taludes.	110
Cuadro 8.3 Explotación con bermas y taludes finales desarrollados.	111

## ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 3.1 Influencia en la desviación según tipo de martillo utilizado. Fuente: Atlas Copco (2010). [3] .....	25
Gráfico 4.1 Relación entre la velocidad de detonación y la densidad de PETN. Fuente: Johansson y Persson (1970). [6] .....	31
Gráfico 5.1 Abaco de PPV y distancia en función de la concentración lineal de carga según el modelo de vibraciones de Holmberg-Persson. ....	53
Gráfico 5.2 Halos de influencia de la PPV para diferentes configuraciones de barreno. ....	54
Gráfico 5.3 Estudio de vibraciones para la obtención de los parámetros $K$ y $\alpha$ . ....	58
Gráfico 5.4 Abaco de PPV y distancia en función de la concentración lineal de carga según el modelo de vibraciones de Holmberg-Persson para túneles. ....	72
Gráfico 6.1 Procedimiento para la determinación gráfica de $I_{s50}$ (UNE 22950-5) .....	83
Gráfico 6.2 Gráfico del factor $F$ de corrección por tamaño (UNE 22950-5) [27]. ....	84
Gráfico 6.3 Gráfico para la determinación de la resistencia a la compresión simple de un martillo de Schmidt tipo L. Fuente: Jordá (2016) [32]. ....	86
Gráfico 8.1 Sostenimientos según el índice $Q$ . Fuente Barton (2000) [54]. ....	112
Gráfico 8.2 Comparativa de índices de $Q$ original y $Q$ con reducción de daños. ....	113

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 5.1 Criterio de daños por vibración a la roca según Holmberg y Persson.....	50
Tabla 5.2 Diferentes daños inducidos por la velocidad de vibración.....	51
Tabla 5.3 Registro de vibraciones para el caso práctico de voladuras para ampliación de carretera. ....	56
Tabla 5.4 Constante de precorte K. Fuente Konya(2016) [20]. ....	63
Tabla 6.1 Corrección del incremento del valor de $I_{s50}$ según el tipo de explosivo utilizado. ....	87
Tabla 6.2 Clasificación de campo de medición para vibraciones por voladura. ....	89
Tabla 6.3 Especificaciones recomendadas para los equipos de muestreo. ....	89
Tabla 6.4 Estimación de $V_p$ según los tiempos de llegada a los geófonos. ....	89
Tabla 6.5 Correlaciones entre $\sigma_c$ y $V_p$ . ....	90
Tabla 6.6 Guía para estimar el factor de alteración D. Fuente: Hoek (2002) [46]. ....	93
Tabla 6.7 Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos. Fuente: Hoek y Marinos (2007) [47]. ....	94
Tabla 6.8 Valores típicos de los parámetros geomecánicos de rocas. Fuentes: González de Vallejo (2002) [44], López Jimeno (2003) [1], Ramírez Oyanguren (2004) [48]. ....	96
Tabla 6.9 Diferentes valores de $PPV_{crítica}$ y de las constantes K y $\alpha$ del estudio de vibraciones.....	97
Tabla 7.1 Tipos de daños en voladuras de contorno (Fuente: López Jimeno 2017) [2]	100



## 1. INTRODUCCIÓN A LAS VOLADURAS DE CONTORNO:

### 1.1 Concepto:

Las voladuras de contorno se pueden definir de manera general como unos trabajos especiales de perforación y voladura, donde su objetivo no es el de arrancar y fragmentar un volumen de roca determinado, sino que se pretende poder obtener un corte más o menos liso y limpio de la roca, arrancándola incluso, sin producir ningún tipo de daño a la roca residual.

Este tipo de voladuras se utilizan para evitar o reducir los riesgos de la sobrerotura que podrían provocar los barrenos de producción sobre los límites de la excavación. El éxito de estas voladuras de contorno, las cuales se emplean tanto en trabajos a cielo abierto como subterráneos, depende en gran medida de la geología del macizo rocoso sobre el que se va a trabajar.

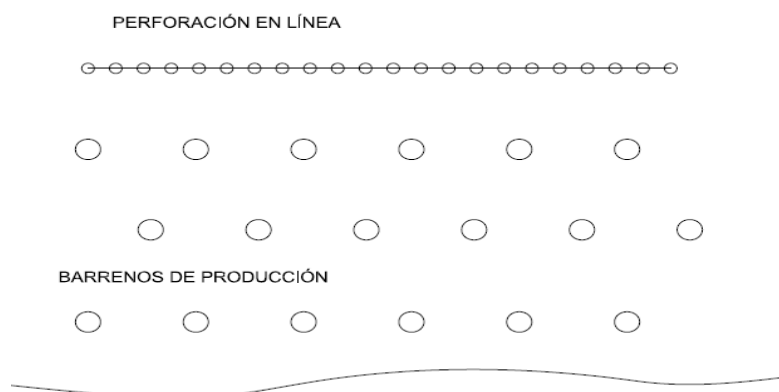
Uno de los puntos principales a tener en cuenta con las voladuras de contorno, es que no solamente se trata de una cuestión de elección de una técnica, sino de una cuidadosa planificación de la operación en su totalidad, Esto mismo incluiría desde la elección del equipo necesario de perforación, tipo de explosivo a utilizar, hasta el diseño de la secuencia de disparo y modificación de los esquemas de la voladura de producción en los últimos tramos cercanos al macizo rocoso. Todo ello intrínsecamente relacionado con los resultados finales a obtener.

### 1.2 Tipos de voladuras de contorno:

Desde los comienzos de las voladuras, para excavaciones de construcción, túneles o explotaciones mineras (tanto en exterior como interior), ha sido una práctica común el “recortar” el perímetro de la excavación con cargas más ligeras y con espaciamientos entre barrenos menores que en los propios barrenos de producción. Entre los diferentes tipos de voladuras de contorno se encuentran los siguientes:

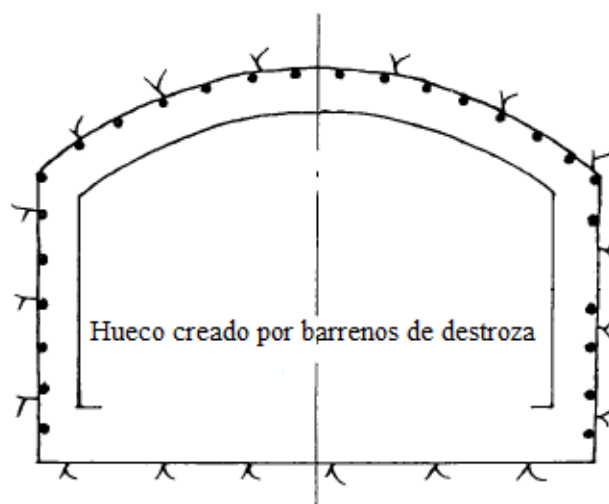
#### **-Perforación en línea:**

Es una técnica donde se utiliza habitualmente, a lo largo de la línea de excavación definida, una sola fila de barrenos de pequeño diámetro (35-70 mm) perforados con una distancia reducida entre ellos (entre 2-4 veces su diámetro), no utilizando ninguna carga explosiva en ellos. Esto proporciona un plano de debilidad hacia el cual la voladura principal puede romper con facilidad.



Cuadro 1.1 Ejemplo de perforación en línea

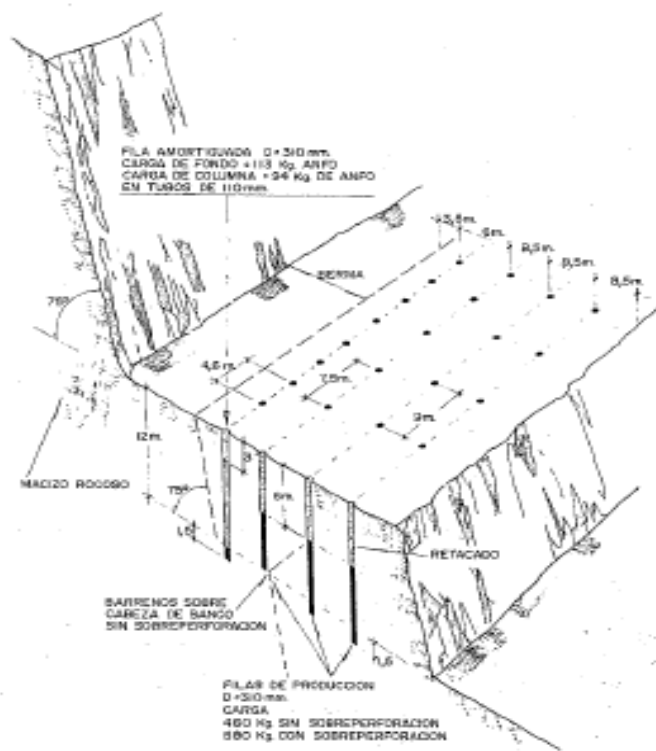




Cuadro 1.3 Ejemplo de voladura de recorte para excavación subterránea.

### **-Voladuras amortiguadas:**

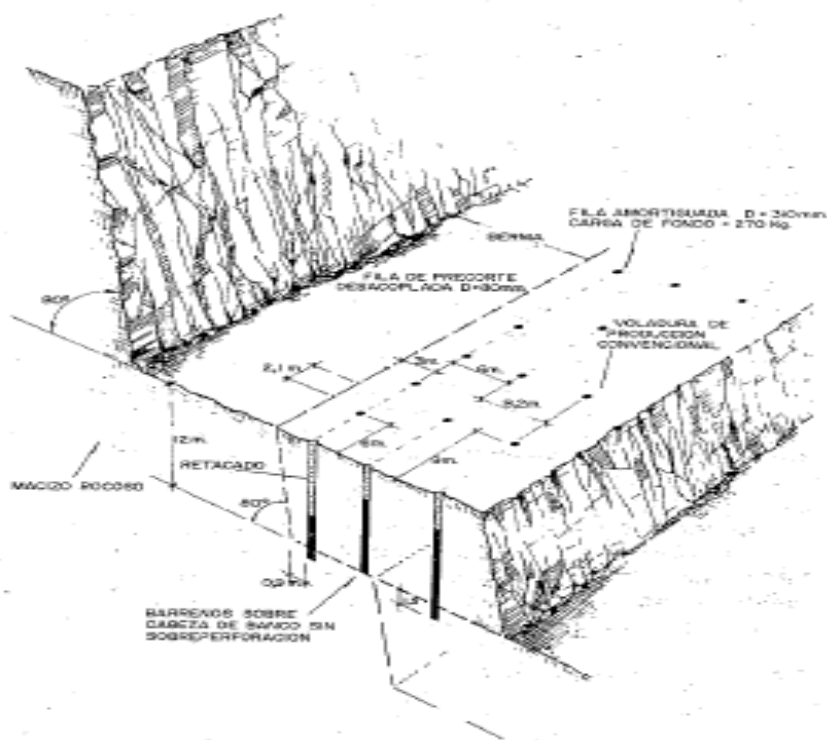
Otra modificación fue el uso de materiales inertes (arena, agua) para rellenar el espacio anular de los barrenos con las cargas de explosivos desacopladas, con la intención de amortiguar la onda de choque producida en la detonación del explosivo usado, reduciendo el efecto de rotura a la roca circundante. Este tipo de voladuras son las llamadas voladuras amortiguadas (“cushion blasting”), donde también se modifica el diseño de la última fila próxima al talud, reduciendo el diámetro de barreno y/o la cantidad de explosivo con respecto a las filas de barrenos de producción.



Cuadro 1.4 Ejemplo de voladura amortiguada. Fuente: López Jimeno (2003). [1]

### **-Voladuras de precorte:**

Más adelante se comenzó a experimentar con el concepto de hacer detonar primero los barrenos de contorno antes que el resto de la voladura principal. Uno de los mejores ejemplos donde se puede encontrar esta nueva forma de realizar las voladuras de contorno es en el proyecto de la planta hidroeléctrica de Lewiston en los años 1950, y más adelante en el proyecto de la planta hidroeléctrica de las cataratas del Niágara en Nueva York (1962). El objetivo deseado para este trabajo era el minimizar los posibles daños causados al macizo rocoso más allá del perímetro originado por las subsecuentes voladuras ejecutadas en el frente de los barrenos de contorno. El término de voladuras de precorte ("presplitting") fue acuñado en la realización de las voladuras en este proyecto. Este método fue desarrollado por Rolf S. Paine y D.K. Holmes, definiéndolo como "la creación en la masa rocosa de una superficie plana o plano de cizallamiento, mediante la utilización controlada de los explosivos y sus accesorios en barrenos con una alineación y espaciamiento adecuado". Este método consiste en obtener un plano de fractura previo a la detonación de la voladura de producción mediante una fila de barrenos paralelos con un espaciamiento entre ellos tal, que siendo el adecuado puede crear un plano de rotura entre los barrenos con las cargas de explosivo desacopladas y sin la presencia de una superficie libre paralela al mismo.



Cuadro 1.5 Ejemplo de voladura de precorte. Fuente: López Jimeno (2003). [1]

Con esta nueva forma de realizar las voladuras de contorno se asienta el concepto de que los barrenos tienen que detonar simultáneamente para poder crear el mejor plano de rotura entre ellos. Cuando se detona una carga explosiva dentro de un barreno se genera un patrón de grietas radiales, de esas grietas una o más de una llegarán a convertirse en dominante y se extenderá más que las demás llegando a unirse a las creadas por el otro barreno de contorno adyacente, como se explicará más adelante.

## 2. OBJETIVO Y ALCANCE:

### 2.1 Tendencia actual de los trabajos de voladura:

Los trabajos de voladuras de contorno que se realizan en tiempos actuales principalmente están enfocados al uso de voladuras de precorte para trabajos exteriores (obra civil, canteras,...) y en voladuras de recorte para trabajos subterráneos (túneles, minas de interior,...).

La técnica del precorte se perfora con un alto número de taladros perimetrales y paralelos entre sí unas distancias entre 45 cm y 160 cm mayoritariamente. En la secuencia de encendido, son los primeros en detonar, con lo que se crea una fisura perimetral.

El recorte consiste en perforar un número menor de taladros que en el precorte paralelos al eje del túnel en el contorno, a la distancia conveniente (entre 45 cm y 100 cm). En la secuencia de encendido son los últimos barrenos en detonar. La técnica del precorte, por su esmerada ejecución y costo elevado, es de uso poco frecuente en túneles donde su elevado uso y tiempo requerido la hace parecer una opción menos viable, excepto en casos muy especiales. Además, debido a las tensiones in situ del macizo rocoso en el que se ejecuta las voladuras de contorno pueden llegar a hacer impracticable la técnica del precorte, debido a que se necesitaría una presión de barreno mayor, menor espaciamiento (implica mayor tiempo en perforación y consumo de explosivo) para poder superar estas tensiones. Por todo ello, con el recorte se obtiene una zona de la excavación descomprimida y libre de tensiones por la voladura de destroza previa.

Generalizando en la mayoría de trabajos, los cálculos de las voladuras de contorno quedan simplificados en exceso, siendo meramente usadas las siguientes recomendaciones extraídas de la mayoría de material escrito especializado.

- Para precorte:  $S$  (espaciamiento entre barrenos) =  $8-12 \cdot D$  (diámetro de perforación).
- Para recorte:  $S$  (espaciamiento entre barrenos) =  $13-16 \cdot D$  (diámetro de perforación).

Aplicándose al final el mismo diseño para toda la longitud de los trabajos (ya sea la longitud total de un túnel, la realización de los taludes finales de una cantera, etc.) por diversas razones que se comentan en el siguiente apartado.

Y simplificando, si se puede, un poco más aún se termina con una práctica totalmente conocida de una regla no escrita, para usar un espaciamiento de 0.8 m y cordón de 100 g/m en voladuras de precorte o de 0.6m y cordón de 80 g/m. Para el caso de recorte, barrenos de 51 mm de diámetro con espaciamiento de 0.5 m y cordón de 40 g/m.

Partiendo de esto último, funciona en los trabajos realizados dando resultados, algunas veces buenos y otras no tan buenos, pero al final no está optimizado en la mayoría de veces. Y en las veces que no se obtiene un resultado bueno, se llega a la anatema del terreno y por ello culpando a la geología, por no tener las condiciones favorables cuando el fallo puede estar más bien en otras causas (la geología es la que es y estaba mucho antes que nosotros)

## 2.2 Problemática en las voladuras de contorno:

El control de los daños ocasionados a los taludes finales durante la excavación ya sea de una explotación minera, obra civil o túnel debe de ser una de las grandes áreas de estudio a tener en cuenta dentro del proyecto, ya que depende directamente sobre la estabilidad de los taludes. Estos taludes en los que sufren la sobreexcavación por parte de las voladuras de producción pueden quedar en un estado de colapso potencial. Las consecuencias directas de esta situación se encuentran entre las siguientes:

- Disminución del ángulo del talud, implicando disminución de las reservas recuperables o aumento del ratio estéril/mineral, con el aumento del coste de carga y transporte por el aumento del material a excavar.
- Aumento del riesgo de desprendimientos en el talud, con lo que conlleva un aumento en las anchuras de las bermas.
- Necesidad de saneo del frente de excavación, e incluso si fuese necesario el refuerzo mediante sostenimientos (bulonado, gunitado, malla de triple torsión, ...).
- Aumento de filtraciones de agua debido a la apertura y creación de nuevas fracturas.
- En obras subterráneas, mayor gasto en la ventilación debido a un aumento del rozamiento del aire contra las paredes de las galerías.

La estabilidad de los taludes, y por consiguiente la aplicación de unas voladuras de contorno perfectamente ejecutadas, tanto en trabajos a cielo abierto como de interior, son de vital importancia y quedan ampliamente justificadas por razones técnicas de seguridad, productividad y economía.

Las voladuras de contorno se realizan con la finalidad de evitar los efectos perjudiciales o alteraciones asociadas a los trabajos de excavación. Estos efectos perjudiciales para el talud vienen principalmente en forma de vibraciones, actuando estas mismas doblemente, esto es, por un lado afectan a la integridad del macizo rocoso remanente (creación de nuevas fracturas, disminución de los parámetros resistentes, ...) y por otro lado, pudiendo provocar deslizamientos en los taludes al inducir acciones desestabilizadoras. Esto ocasiona cambios en los ángulos de inclinación de los taludes.

En este tipo de trabajos, en contra de lo que se realiza actualmente, no debería de existir un solo diseño de voladura de contorno. Este diseño de la voladura de contorno lo debe de condicionar las diferentes características geológicas que se identificarán como se ve comentará más adelante en las variadas estaciones geomecánicas, para definir las diferentes áreas geológica y estructuralmente, que se tendrán que ir realizando a lo largo de toda la extensión donde sean necesario aplicar estas voladuras de contorno.

La principal carencia de las voladuras de contorno actualmente es que los diseños no cuentan con datos sobre las características geológicas y geotécnicas sobre las diferentes zonas, se establece un trabajo mecánico (y repetitivo). Muchas de las veces esto es así por la falta de tiempo para la preparación y cálculo de las variables necesarias (debido a los ritmos de producción se requieren antelaciones, prisas, no estando preparados para actuar de una manera correcta y cayendo, como se comentó, en simplificaciones rápidas para una también ejecución rápida de la perforación (añadiendo aún más problemas). La



necesidad de un rediseño de las voladuras de producción cercanas, falta de revisiones para las preparaciones de los bancos de trabajo, junto con lo anterior comentado, van sumando una serie despropósitos que acaban afectando al rendimiento de la producción y por ende al resultado económico.

Para conseguir una optimización del proceso de las excavaciones perimetrales, que como queda expuesto no afecta a una parte exclusiva del trabajo, si no que engloba a toda la cadena general deben de implicarse y colaborar conjuntamente los departamentos de geología, producción y perforación y voladura, ya sea intercambiando datos, cambiando tiempos y labores para ajustar una buena realización de los trabajos y en definitiva poder maximizar y mejorar cada departamento en su campo ya que todos están entrelazados y lo que afecta a uno acaba afectando más tarde o más temprano al resto.

### **2.3 Método de optimización en las voladuras de contorno:**

Habiendo diferentes métodos para el cálculo de los parámetros necesarios en las voladuras de contorno, con este método propuesto, se desea abarcar también una predicción de los daños al macizo rocoso procedentes de las voladuras, que como queda expuesto afectan significativamente a la estabilidad de la excavación resultante, a la par que una optimización en términos productivos y económicos de los trabajos propiamente de las voladuras de contorno. Según el caso podrían ser desde mejoras en la calidad del macizo rocoso residual, implicando un menor gasto en sostenimiento, hasta reducción en el número de barrenos de precorte necesarios (con el supuesto ahorro en tiempo de ejecución y en gastos de perforación y explosivos).

Los pasos a seguir en este método de optimización desarrollan las partes más significativas de diferentes estudios sobre voladuras para crear una secuencia efectiva pero simple de aplicar, incluyendo las variables que deben de ser consideradas fundamentales en análisis de daño al macizo rocoso. Este método consiste de 4 apartados para conseguir dicha optimización, que irán desarrollándose en los siguientes capítulos, pero consistiendo básicamente en:

#### **1º Uso de estaciones geomecánicas (definitivas o temporales):**

Ya sean para límites de excavación finales, en este caso se podría aprovechar como parte del trabajo normal de los departamentos de geología y geotecnia (definitivas), como para temporales, aprovechando el ritmo normal de excavación para ir caracterizando las zonas que más adelante tendremos que encontrarnos (esto es, aprovechar los límites de excavación creados por voladuras cercanas a la excavación final para disponer de los datos necesarios del material que nos vamos a encontrar en la siguiente ronda ya con el límite de la excavación). Con esto lo que hacemos es determinar las propiedades del macizo rocoso y tener una zonificación para poder aplicar los cálculos optimizados de las voladuras de contorno, siendo diferentes en cada tramo donde cambien dichos parámetros. Los parámetros necesarios a obtener son: resistencia a compresión y tracción del macizo rocoso, módulo de Young, coeficiente de Poisson, velocidad de propagación de ondas primarias y secundarias, densidad de la roca y estudio de vibraciones en campo cercano. En cada capítulo correspondiente se detallarán como obtener o poder calcular dichos parámetros si no fuese posible en algunos casos el disponer de una rápida obtención de estos datos.

## **2º Cálculo del espaciamiento óptimo de los barrenos de contorno:**

Validando las condiciones con el uso de las diferentes cargas de explosivo en las que la presión de barreno debe de encontrarse para la creación del precorte/recorte.

## **3º Determinación mediante el estudio de vibraciones en campo cercano el análisis del daño producido al macizo rocoso:**

Mediante el modelo de Holmberg-Persson, tanto en voladuras de precorte para exterior como de recorte en interior, se estudiará la extensión de los posibles daños por vibraciones y que límites de carga deberán utilizarse.

## **4º Modificación de parámetros de las voladuras de destroza para evitar daños al macizo rocoso:**

Será necesario modificar el diseño de las voladuras de producción cercanas a la línea de precorte/recorte para evitar el causar daños que puedan afectar a la excavación perimetral final. En las voladuras de recorte se realizará además el cálculo de radio crítico de daño al macizo rocoso para los barrenos próximos a la línea de recorte.

## **5º Seguimiento de los resultados obtenido:**

Para su posterior evaluación e implantación de un plan de calidad, poder observar desviaciones e implementar mejoras.

### **2.4 Principales beneficios:**

Ya que las voladuras de contorno son menos productivas y teniendo costes adicionales asociado más elevados que las voladuras de producción implica que el hecho de realizarlas posea un sentido y objetivo bien establecido. Los beneficios que se pueden obtener, por ejemplo, dándose el caso en obra civil, en el que su objetivo será el de conseguir un talud estable a largo plazo son la máxima protección frente a deslizamientos, caída de cuñas, rocas, .... En el caso de una explotación minera este talud podrá ser menos estable en el tiempo, pero no la capacidad de las bermas de atrapar rocas desprendidas y también el poder minimizar los costes de saneo y mantenimiento de taludes finales. Además de poder realizar según sea el caso un aumento de las reservas a obtener o un menor movimiento de material a excavar, debido todo ello a un diseño de talud u otro.

Con la optimización de las voladuras de contorno, se pueden conseguir desde reducción de gastos en perforación excesiva (aumentando la distancia entre barrenos en los casos que sean necesarios), mejora del resultado en la excavación final (con mejor acabado, menor necesidad de sostenimiento, implicando un menor gasto económico en dicha partida y una disminución en los tiempos de ejecución) y aumento de la seguridad del resto de trabajos al crear superficies más estables.

También, gracias a tener que desarrollar una red de estaciones geomecánicas se llega a aumentar el conocimiento del comportamiento del macizo rocoso debido a una mayor disposición de datos recogidos, siendo útiles en los otros departamentos.



Con este método se busca el tener una guía más o menos sencilla y de rápida aplicación para poder dar una solución al diseño de las voladuras de contorno en las zonas con diferentes características geotécnicas que se van desarrollando a lo largo de los trabajos. Por tanto, se podrán controlar las alteraciones producidas en el macizo rocoso por las voladuras y a cambio se conseguirá un aumento en la seguridad y un descenso en los costes.

### 3. PERFORACIÓN DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO:

#### 3.1 Parámetros a tener en cuenta en la ejecución de la perforación:

Todo comienza con la perforación, si a pesar de haber realizado la toma de datos necesarios correctamente, disponer de los explosivos adecuados, haber podido ajustar el ritmo de producción con la ejecución de las voladuras de contorno (en comparación son de “elevado coste” ya que no generan cantidad suficiente de material volado), diseñado según los cálculos y haberlos optimizado en las posibles diferentes estaciones geomecánicas que encontraremos a lo largo de la zona de trabajo, no se dispone de una ejecución correcta y adecuada de los barrenos necesarios no habrá valido de nada todo lo anterior.

El elemento fundamental de toda voladura de contorno es la perforación y debe de tener dos importantes características: precisión y paralelismo entre barrenos para poder alcanzar los resultados satisfactorios. Para ello es importante ver el tipo de roca en la que se va a trabajar, así como en rocas estratificadas se puede alcanzar una buena calidad siempre que el plano de corte sea perpendicular a la estratificación, ya que según los barrenos se van ejecutando de forma paralela a la estratificación se producen peores resultados en el corte generado.

Hay que tener en cuenta el tipo de maquinaria a utilizar según las características del trabajo a realizar, así como los métodos de perforación y los diámetros disponible, tipos de brocas y accesorios necesarios. Todo esto, se desarrolla en los apartados correspondientes dentro de este capítulo

Es obvio que se debe de contar con personal preparado y con experiencia suficiente para el correcto manejo de la maquinaria de perforar. Aun así, es frecuente la aparición de los posibles errores y desviaciones que se describen a continuación, así como la posibilidad de que se produzcan barrenos perdidos debido a la falta de consistencia del terreno que hace que se derrumben las paredes del mismo, situaciones que se deben de prever e intentar remediar (entubar si fuese necesario, reperforar, ...).

El comienzo perfecto sería el caso ideal en el que desde el primer metro de perforación la roca fuese sana (sin meteorización ni fracturación), siendo esto imposible de ocurrir se debería utilizar el máximo barrido para evitar la caída de detritus. Con una mala orientación de la maquina desde el principio, el emboquille del barreno comenzará con una cierta desviación, aumentando con la profundidad.

##### 3.1.1 Errores:

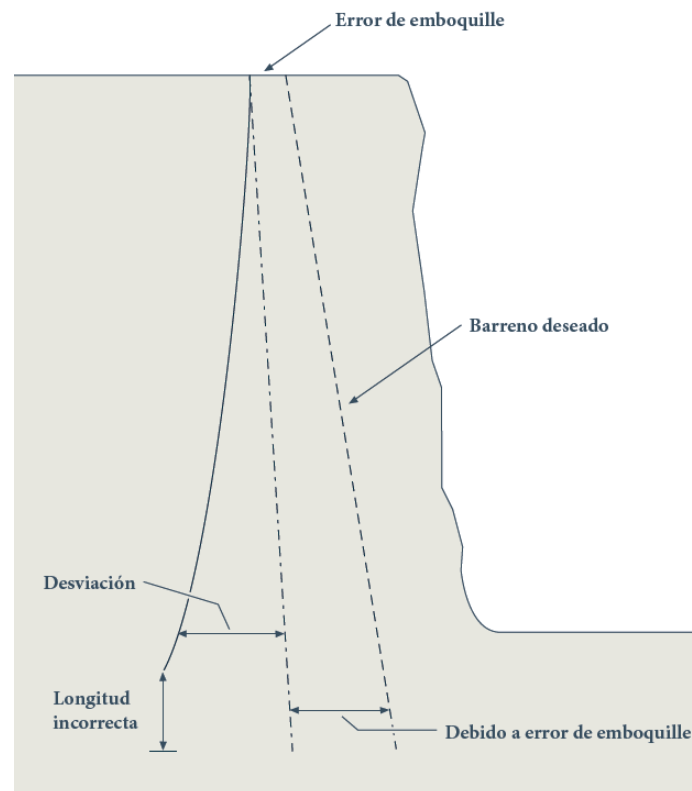
Las fuentes de errores más comunes son las siguientes:

-Errores de replanteo en los barrenos: Según sea el tipo de voladura (subterránea o de superficie) se debe fijar la posición de los emboquilles de los barrenos. Marcando con pintura sobre el terreno, evitando hacerlo sobre piedras sueltas u objetos sensibles de desplazamiento. Para la medida de las distancias se puede usar cinta métrica, aunque es recomendable (siempre que se pueda) en terrenos irregulares el uso de estación total para una mayor exactitud.

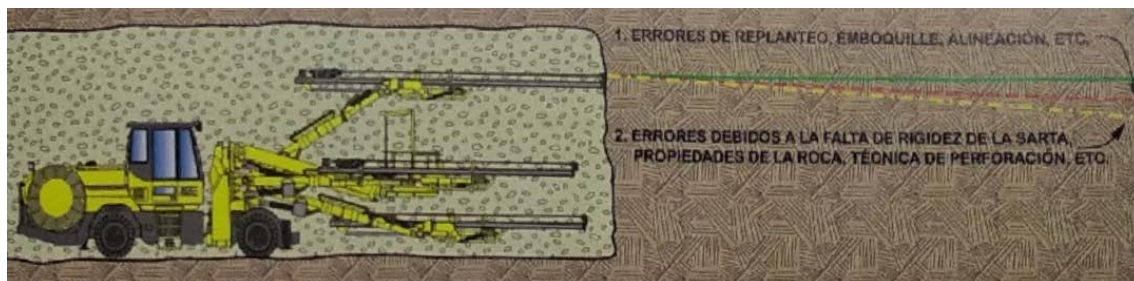
-Errores de inclinación y dirección: Para ello, una vez posicionada la perforadora en el emboquille correcto, hay que asegurar que la perforación se realiza con los grados de

inclinación deseados para el diseño de la voladura de contorno. Es importante que todos los barrenos estén orientados a un mismo punto, así se consigue que sean paralelos a pesar de que puedan sufrir desviaciones con la profundidad, manteniéndose al menos casi la misma dirección

-Errores de profundidad: Asegurarse una vez terminados los barrenos que estos tienen la profundidad correcta. Puede darse el caso que a pesar de la profundidad correcta a la hora de cargarlos tengan una longitud menor debido a la caída parcial de material al fondo del barreno (desmoronamiento de las paredes internas, caída de piedras sueltas en superficie).



Cuadro 3.1 Causas de la desviación en los barrenos.



Cuadro 3.2 Errores en la perforación de barrenos en túneles. Fuente: López Jimeno (2017). [2]

### 3.1.2 Desviaciones:

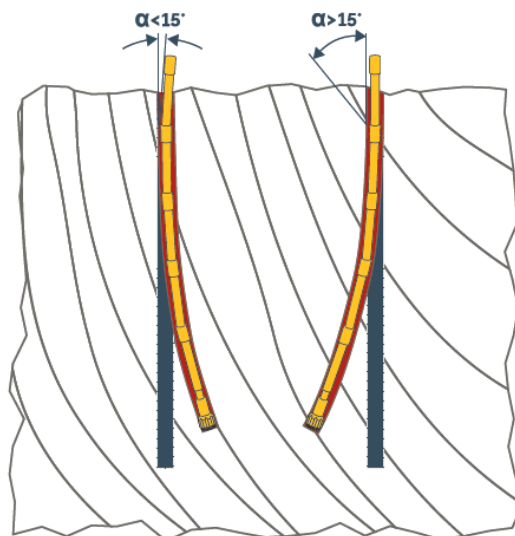
El aumento de la desviación del barreno está relacionado con los siguientes factores:

- Longitud de perforación: una mayor longitud implica mayor desviación.

- Inclinación: mayor cabeceo por efecto de la gravedad a mayor inclinación.
- Rigidez de la sarta de perforación: pudiendo evitarse con el uso de centralizadores en el varillaje de perforación y/o bocas de perforación retráctiles.
- Condiciones geológicas del terreno sobre el que se perfora: Estas son las fuentes que provocan una mayor desviación durante la perforación, debido principalmente a la influencia de los planos de estratificación y foliación como se aprecia en el cuadro 3.2. El barreno tiende a desviarse en una dirección perpendicular al plano de las juntas, y cuanto más estratificado, foliado y fisurado, mayor será la desviación. Con roca más homogénea, y menor planos de juntas y fisuras menor desviación. Como se aprecia en el cuadro 3.3 la boca de perforación tiende a desviarse de manera paralela a la estratificación cuando el ángulo entre esta y la perforación es menor de  $15^\circ$ , mientras que para ángulos mayores de  $15^\circ$  la desviación será perpendicular a los planos de estratificación. Por último, también influye si el empuje de la sarta de perforación se realiza sobre terrenos blandos o duros, o si hubiese alternancia de estos. Un exceso de empuje sobre terrenos blandos provocaría una mayor desviación, parámetro que el perforista experimentado tendrá que tener en cuenta y revisar si durante la perforación nota un aumento del descenso de la sarta de perforación, debiendo ajustar el empuje sobre la misma.



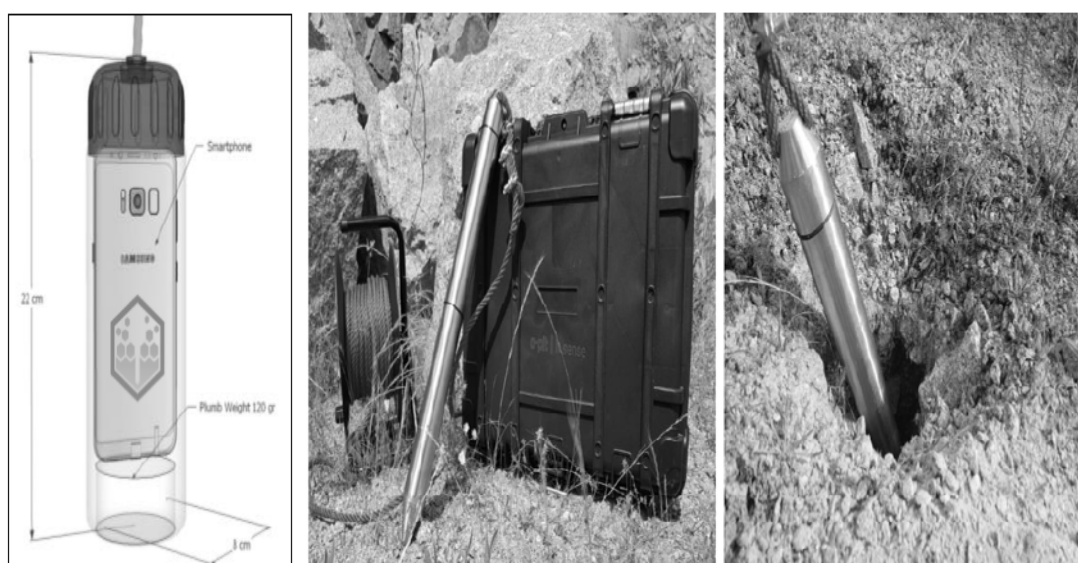
Cuadro 3.3 Desviaciones debidas a estratificaciones de la roca en diferentes ángulos.



Cuadro 3.4 Influencia del ángulo de estratificación en desviación de barrenos. Fuente Atlas Copco (2010). [3]

Todo esto conlleva una revisión y control de la desviación de los barrenos para evitar resultados indeseables en las voladuras de contorno, debiéndose reperforar los que presentes desviaciones mayores de las tolerancias marcadas en su diseño. La forma de controlarlo será mediante el uso de sistemas de medición talas como sondas tipo Boretrack por ejemplo, o más recientemente el sistema O-Pitdev diseñado por la empresa O-Pitblast usando los sensores de posición de un Smartphone colocado dentro de una capsula y con comunicación directa de datos a través de bluetooth.

Debido al elevado número de barrenos, dicha revisión tendrá que ser limitada a una serie a tanteo, siendo una muestra representativa estadísticamente de la totalidad de barrenos perforados.



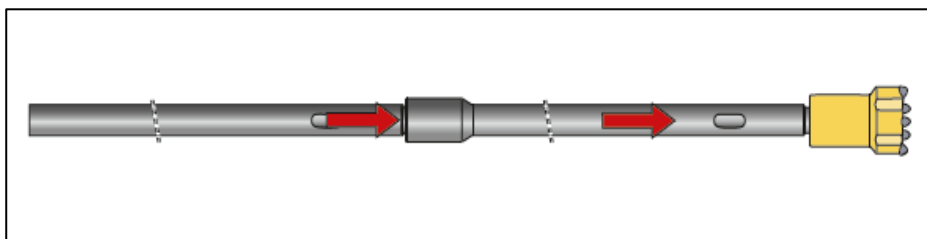
Cuadro 3.5 Dispositivo O-Pitdev para medición de desviaciones en barrenos. Fuente: O-Pitblast Lda.



### 3.2 Tipos de perforación:

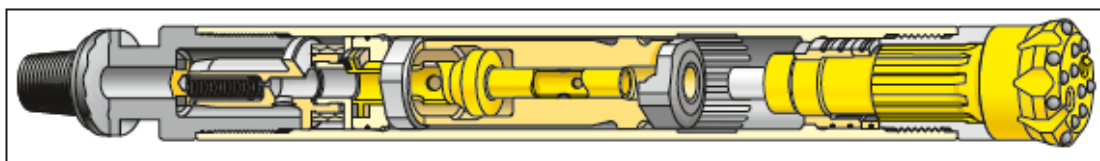
De los distintos métodos de perforación existentes, el método más utilizado habitualmente para las voladuras a cielo abierto sigue siendo la perforación rotopercutiva con martillos hidráulicos. Los tres grupos principales dentro de la perforación rotopercutiva son:

- **Martillo en cabeza:** La rotación y percusión se produce fuera del barreno, transmitiéndose a través de la espiga y la sarta hasta la boca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico (los más habituales). El rango de perforación para el martillo en cabeza es hasta 89 mm de diámetro y profundidades máximas de 15-20 m debido a las pérdidas energéticas en la transmisión de la percusión a través del varillaje y también por su desviación (mayor que en los otros grupos). Sus ventajas son: Menor coste de equipo. Menor consumo de energía y accesorios de perforación más baratos que en el caso de martillo en fondo. Mayor velocidad de perforación. Más facilidad para llevar a cabo una automatización de los equipos (cambio varillaje, mecanismos antiatranque, ...). Desventajas: Mayor desviación en la perforación. Mantenimiento más complejo.



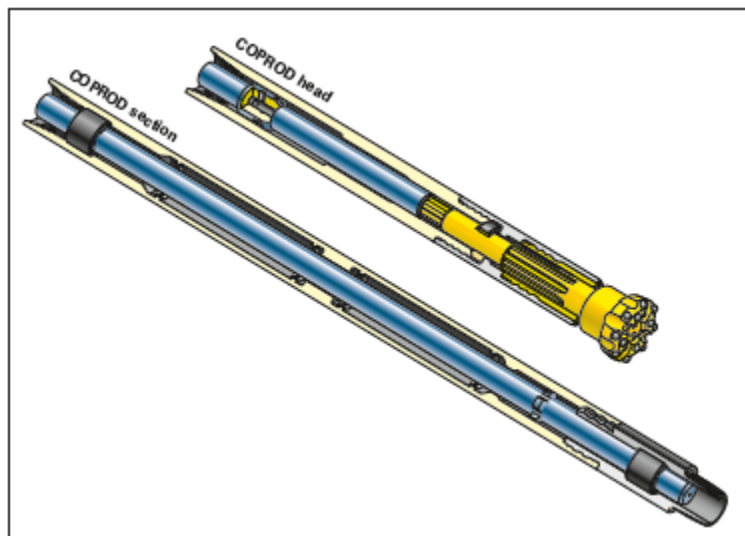
Cuadro 3.6 Martillo en cabeza. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

- **Martillo en fondo:** La percusión se realiza directamente sobre la boca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se realiza mediante aire comprimido o agua, mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica. El rango de perforación con martillo en fondo va desde 89 mm a 250 mm de diámetro y profundidad máxima de 60 m. Ventajas: La velocidad de perforación permanece constante con la profundidad ya que la sarta de perforación no distribuye la energía de percusión, sino que simplemente canaliza el aire o agua de accionamiento y la rotación de la cabeza. La boca tiene menor desgaste debido a la limpieza más eficaz en el fondo del barreno. El varillaje tiene una vida útil muchísimo mayor que en el caso de martillo en cabeza (básicamente son tubos que transmiten la rotación). Las desviaciones son menores. Inconvenientes: Menor velocidad de perforación, con lo que su productividad es menor. Mayor coste de los fungibles (tubos, bocas, ...) y posible pérdida del martillo si se sufre atrancamiento en el fondo del barreno.



Cuadro 3.7 Martillo en fondo. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

- Sistema COPROD: Es el resultado de un sistema híbrido entre el martillo en cabeza y en fondo. Las perforadoras con este sistema son como las de martillo en cabeza, pero realizándose la percusión y rotación del martillo por separado, combinando la velocidad de perforación del martillo en cabeza con la menor desviación del martillo en fondo. El varillaje se encarga de transmitir la percusión hasta la boca, así como el aire de barrido necesario. La rotación también se ejerce desde la superficie a una tubería exterior unida al varillaje mediante guías, proporcionando mayor rigidez y peso y permitiendo reducir el espacio entre las paredes del barreno y el varillaje. Ventajas: Aumento del diámetro de perforación manteniendo las ventajas del martillo en cabeza. Menor riesgo de atranques. Menor consumo de energía. Mayor vida útil de los accesorios de perforación. Menor desviación que los otros métodos. Desventajas: Mayor coste que los otros métodos.



Cuadro 3.8 Sistema COPROD. Fuente Atlas Copco (2010). [3]

### 3.3 Maquinaria a utilizar:

A la hora de tener en cuenta los posibles equipos de perforación más apropiados para el trabajo a realizar habrá que contar con: la altura de banco de trabajo, el diámetro de perforación, los metros lineales de perforación diarios capaz de realizar, las posibles desviaciones según el tipo de martillo que posea (Ver gráfico 3.1), además de criterios económicos, de mantenimiento y servicio. Y debido a que no solo se van a emplear estas perforadoras en los trabajos de voladuras de contorno, tendrán que compatibilizar estos requisitos con los necesarios para los barrenos de la voladura de producción, con lo que habrá que llegar a un equilibrio de los dos extremos (producción y contorno) intentando consensuarlos.

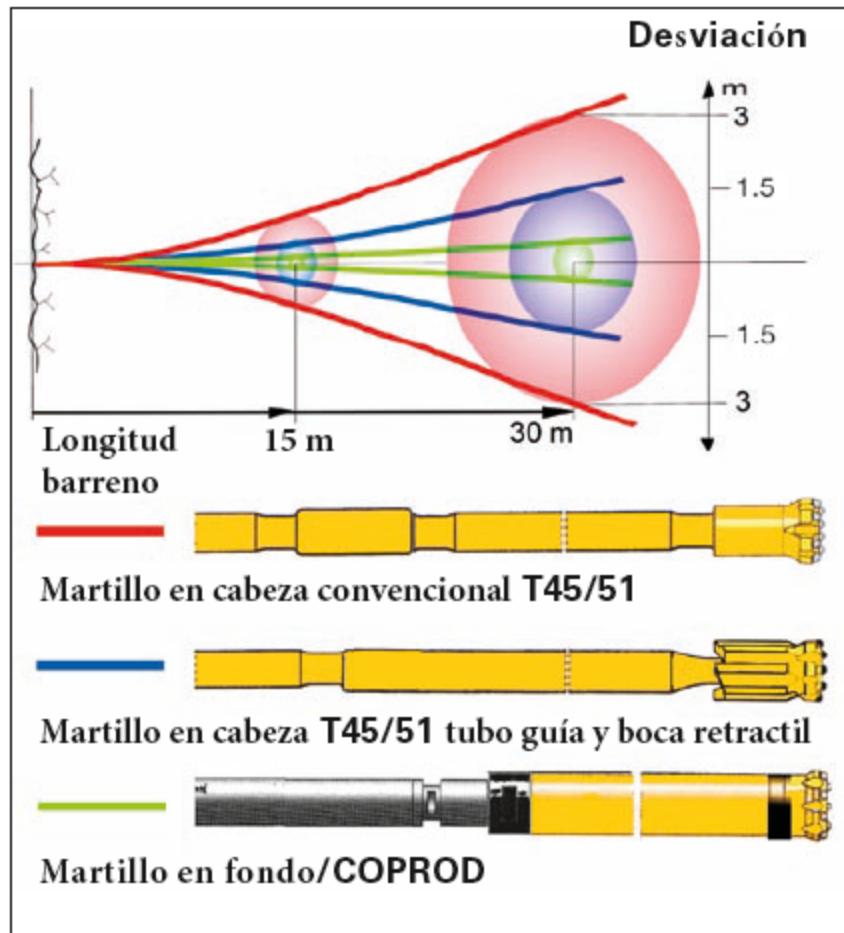


Gráfico 3.1 Influencia en la desviación según tipo de martillo utilizado. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

Dentro de las voladuras de exterior los carros de perforación sobre orugas son los habituales, constando básicamente de los siguientes componentes principales:

- Tren de orugas.
- Chasis.
- Brazo y deslizadera.
- Martillo.
- Motor diésel con unidades eléctricas para la central hidráulica y compresor para el barrido.
- Captadores de polvo.

En el anexo nº2 se encuentran las hojas de especificaciones de algunos modelos de perforadoras tanto de martillo en cabeza como martillo en fondo.

Para los trabajos en subterráneo en cambio, lo habitual son los jumbos de perforación con más de un brazo con sus deslizaderas y martillos perforadores. Debido a su diseño modular y estandarizado sus componentes principales son:

- Sistema de perforación: Con sus múltiples brazos de perforación, deslizaderas y martillos de perforación.
- Vehículo: con su chasis, cabina, motor, transmisión, bastidor y tren de rodadura.
- Sistema eléctrico, de aire y de agua



- Sistema de control con sus sensores
- Software de gestión: registrando todos los parámetros de perforación y pudiendo actuar incluso en automático.

Según las dimensiones del frente de trabajo y el nivel de autonomía requerido, dispondrá de más o menos brazos, sensores para su posicionamiento, modo de navegación manual y automático, siendo más o menos complejo, dependiendo del grado de operatividad encomendado.

Se adjunta también en el anexo nº 2 las hojas de especificaciones de los jumbos más característicos.

### **3.4 Recomendaciones de fungibles para asegurar una correcta perforación disminuyendo las desviaciones:**

Aunque la influencia de la geología sobre la perforación no puede ser eliminada completamente, se pueden llevar a cabo ciertas medidas para poder asegurar unos buenos resultados. Una de tales medidas es el empleo de un conjunto rígido en el fondo de la sarta, incluyendo una adecuada boca de perforación, lo que conlleva a un juego entre la sarta de perforación y el diámetro de las paredes de barreno lo más pequeño posible.

La selección de la broca de perforación y el varillaje juegan un papel importante. Las bocas de perforación de pastillas generan barrenos con menor desviación comparadas con las de botones, sin embargo, tienden a una menor penetración en la roca con lo que conlleva a un menor número de metros perforados y un aumento de los costes igualmente. Las bocas de botones balísticos dan barrenos más rectos que las de botones esféricos. Con botones desgastados la penetración será menor mientras que aumentará la desviación, una boca con el frente cóncavo frente a una con el frente plano producirá barrenos más rectos. Otra alternativa son las bocas retráctiles ya que actúan como una especie de varilla corta detrás del frente de la boca reduciendo la desviación. Si además se instala un tubo guía detrás de la boca retráctil se puede reducir la desviación en más de un 50% comparándola con la sarta de perforación en un sistema de martillo en cabeza.

#### *3.4.1 Tipos de bocas:*

Como se ha comentado anteriormente, dentro de los tipos más adecuados de bocas a utilizar para poder obtener unos barrenos con menor desviación se encuentran los siguientes:

- Bocas de centro hundido: Con gran potencial de penetración. La parte hundida del centro de la boca produce una elevación de la roca o abultamiento durante la perforación dando una buena guía a la boca.



Cuadro 3.9 Boca de centro hundido. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

- Bocas de centro hundido extra pesadas: Los botones de la corona son mayores que los del frente, por lo que no hay agujeros de barrido en los laterales. Recomendada para rocas extremadamente duras y abrasivas.



Cuadro 3.10 Boca de centro hundido. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

- Bocas retractiles: Son bocas con filos de corte en la trasera de las mismas, permitiendo el perforar en modo reverso ante una situación de atranque. Esto es de gran ayuda en el caso de los primeros metros de perforación al encontrarse el terreno más disgregado o en formaciones rocosas muy fisuradas. Este tipo de bocas produce barrenos con menor desviación.



Cuadro 3.11 Boca retráctil. Fuente: Atlas Copco (2010). [3]

### 3.4.2 Tubos guía:

Los tubos guía se utilizan colocándolo detrás de la boca de perforación proporcionando puntos de apoyo adicionales. Estos tubos guía llevan en los extremos una o dos secciones con cuatro aletas exteriores longitudinales, eliminando la necesidad del uso de manguitos para su conexión con el resto del varillaje. El uso de tubos guía aumenta el momento de inercia, proporciona mayor rigidez y disminuye las desviaciones en los martillos en cabeza hasta valores del 1%, siendo adecuados tanto en labores de exterior como subterráneas.

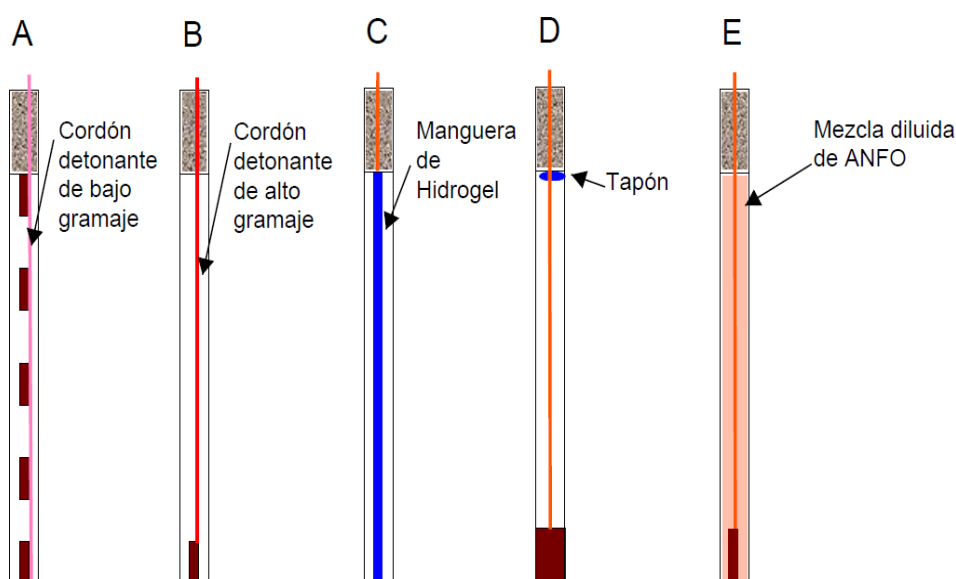


Cuadro 3.12 Tubo guía junto con boca de botones retractil. Fuente: Sandvik Tamrock (2006). [4]

#### 4. EXPLOSIVOS UTILIZADOS Y FORMA DE CARGA EN LOS BARRENOS DE CONTORNO:

##### 4.1 Tipos de explosivos utilizados en voladuras de contorno:

Se presentan a modo de guía los diferentes diseños de carga de los barrenos de las voladuras de contorno de aplicación tanto en voladuras de exterior como de interior. Estos diseños se pueden observar esquematizados en el cuadro 4.1. Entre estos diseños, cabe destacar la elección en este estudio tan sólo de dos de ellos, ya que son los aplicados actualmente en la mayoría de trabajos. Las ventajas de estos dos diseños, como se verá a continuación, pasan por su sencillez de aplicación (con el consecuente de ahorro en tiempo de carga) y su seguridad.



Cuadro 4.1 Diseños de carga en barrenos de contorno para diferentes explosivos

##### A) Carga Convencional:

Consta básicamente del uso de cartuchos de explosivo adosados a un cordón detonante de bajo gramaje y con un espaciado entre dichos cartuchos tal que se consiga una concentración lineal de carga buscada para el resultado deseado de generar una presión de barren necesario para ejecutar la voladura de contorno. Actualmente es desaconsejada ya que la carga no está repartida uniformemente a lo largo del barren, yendo en detrimento de la calidad del perfil del talud a obtener. También la preparación de las cargas genera un aumento en el coste mano de obra al ser más laboriosa que otros métodos.

##### B) Uso de cordón detonante de alto gramaje:

Este método es uno de los empleados principalmente, debido a la comodidad de carga, sin casi preparación alguna ni manipulación. La distribución de carga puede ser uniforme en toda la longitud del barren, o en caso de que fuese necesario se podrían combinar varios cordones de diferentes o mismo gramaje hasta obtener la carga lineal calculada si pudiese darse el caso de que el barren de contorno atravesase diferentes

estratos con distintas resistencias a compresión y tracción (se podría realizar una carga selectiva por altura, según se encuentren situados estos diferentes estratos). Este método también se aplica a los barrenos horizontales en las voladuras de interior.

### **C) Mangueras de hidrogel:**

Junto con el uso de cordón detonante de alto gramaje, este es el otro método empleado mayoritariamente. Su aplicación es análoga a la del cordón, sustituyendo este por la manguera, pudiendo empalmar o recortar según la longitud que se necesite.

### **D) Precorte con espaciamento de aire:**

Este diseño consiste en colocar una carga explosiva solamente en el fondo del barreno (cargando entre un 10-15% del volumen total de barrenos), dejando vacía la carga de columna (cámara de aire) y colocando un tapón a cierta altura para poder retacar el barreno. Para el tapón hay diversos diseños en el mercado desde bolsas autoinflables por gas, tapones químicos, neumáticos, ...

Las ventajas principalmente son un menor consumo de explosivo, un uso de mayores diámetros de perforación junto con un mayor espaciamento entre barrenos.

Por otro lado, al usar una carga de fondo con mayores diámetros de perforación también aumenta considerablemente el nivel de vibraciones que sufre el macizo rocoso remanente, con lo que como se verá más adelante podría acabar ocasionando problemas en la estabilidad del talud final. Su uso quedaría restringido a rocas masivas, sin alteración y sin grandes fracturas. De hecho, podría llegar a usarse en explotaciones donde el talud resultante no fuese un talud final, simplemente para facilitar el tener un frente lo más saneado posible que facilite las siguientes voladuras, siendo el caso más plausible las minas de carbón a cielo abierto donde se utilicen voladuras de máximo desplazamiento dejando al descubierto la veta de carbón para su posterior excavación.

### **E) Mezcla diluida de ANFO:**

Consiste en hacer descender la densidad del explosivo a granel a utilizar, siendo en este caso el ANFO, consiguiendo con esto un descenso también en la velocidad de detonación y consecuentemente en la presión de barreno generada. Este descenso se consigue mediante la dilución de la cantidad de ANFO con diferentes sustancias. Una de estas sustancias puede ser cloruro sódico hasta un máximo del 20%. Otra sustancia a utilizar para la dilución serían las bolas de poliestireno expandido hasta un contenido del 80%.

Todo esto supone un acopio de estas sustancias previamente para un posterior mezclado in situ, con la dificultad añadida de un control de calidad para no sobrepasar las cantidades límites recomendadas y la generación de un producto final uniforme. Con lo que, en principio, se desaconsejaría este método en la mayoría de trabajos donde la carga se realiza manualmente con los sacos de producto. Una tendencia totalmente desaconsejada es el uso del polvo de detritus de perforación para la realización de la dilución del ANFO ya que no sería la sustancia más adecuada para ello por su posible heterogeneidad, a pesar de su disposición sencilla y rápida.

## 4.2 Características de los explosivos a utilizar:

Con los dos diseños de carga seleccionados anteriormente se puede observar fácilmente que tipos de explosivos son los empleados, básicamente son el cordón detonante y las mangueras de hidrogeles. En el anexo nº1 se encuentran las fichas comerciales de estos productos de las diferentes compañías actuales que se encuentran en el mercado español, donde en algunas de ellas se encontrarán una breve descripción y donde también harán referencia a datos necesarios que se usarán más adelante en los cálculos de las voladuras de contorno.

El cordón detonante se compone de un núcleo de PETN (tetranitrato de pentaeritritol o pentrita) en cantidad variable según su gramaje lineal, recubierto por varias capas hiladas y fibras textiles y con un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo que le conceden una adecuada flexibilidad, impermeabilidad, resistencia a la fricción, a la tracción y a la humedad.

Aunque en la mayoría de las fichas de producto de los fabricantes aparecen los diámetros exteriores del cordón (se desconoce cuál es el diámetro del núcleo de pentrita interior) y su gramaje, no aparece como dato la densidad del PETN, siendo esta necesaria para el apartado de cálculos. Para ello se tomarán como valores normalizados para los cálculos el dato de la densidad del PETN como  $1.4 \text{ g/cm}^3$  (Sanchidrian y Patiño 2002 [5]) y la velocidad de detonación (confinada) de  $7100 \text{ m/s}$ . Esta asunción de valores queda validada también en los estudios realizados por Johansson y Persson (1970) [6], en los que analizaron y compararon las diferentes densidades que podía adquirir el PETN (puede variar entre valores de  $0.6\text{-}2 \text{ g/cm}^3$ ) y su velocidad de detonación. En el caso de que se tengan valores conocidos de velocidad de detonación o densidad del cordón detonante se podrá usar el siguiente cuadro para obtener un valor en relación con el otro valor conocido.

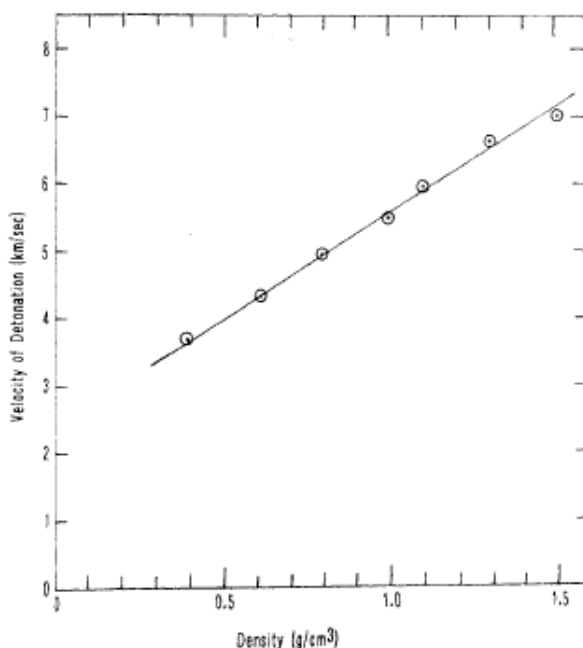


Gráfico 4.1 Relación entre la velocidad de detonación y la densidad de PETN. Fuente: Johansson y Persson (1970). [6]

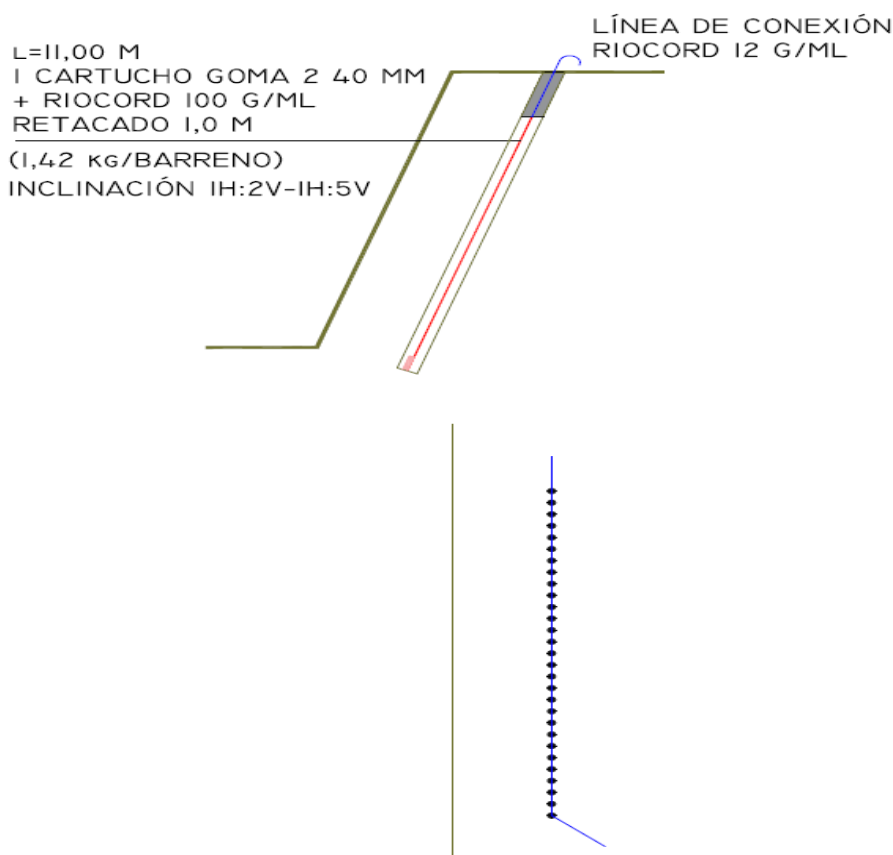
Los hidrogeles usados en la manguera, son agentes explosivos formados por soluciones acuosas saturadas de sodio junto con oxidantes como el nitrato de sodio y/o de calcio, en las que se añaden en diferentes proporciones combustibles, sensibilizantes, espesantes (ceras) y gelatinizantes. En las fichas de producto del fabricante indican los datos de densidad del explosivo ( $1.18 \text{ g/m}^3$ ) y velocidad de detonación ( $7200 \text{ m/s}$ ).

#### **4.3 Forma de carga en barrenos de contorno:**

El método a seguir en el diseño con cordón detonante en barrenos de precorte, consiste en colocar una ligera carga de fondo en uno de los extremos, normalmente un cartucho de explosivo de pequeño calibre (para barrenos de 76 mm-89 mm de diámetro se suele aconsejar el uso de cartuchos de explosivo de 40 mm y unos 417 gramos de peso aproximadamente) a modo de contrapeso y también como un aumento de la concentración de carga en el fondo del barreno debido a posibles desviaciones del mismo y mayor confinamiento.

Se desaconseja totalmente el uso de cualquier otro contrapeso como por ejemplo materiales metálicos (tornillos de gran diámetro) o piedras por suponer un riesgo de ignición durante los trabajos de carga al descender por los barrenos.

Una vez cargados los barrenos de precorte hasta casi la totalidad de su altura con el cordón de alto gramaje se procede a unir con uno de menor gramaje (normalmente se emplea cordón de 10 -12 g/m) el último metro o metro y medio más cercano al emboquille. Se hace por dos motivos principalmente, el primero para no sobrecargar la parte alta de los barrenos y provocar un aumento considerable de onda aérea causada por la detonación, al ofrecer menor resistencia en esa zona y en el caso de usar retacado evitar la proyección del mismo con la consecuente pérdida de energía. Y el segundo, para poder unir los barrenos entre sí formando grupos hasta alcanzar la máxima carga permitida por retardo. Los diferentes grupos quedarían secuenciados para no superar el nivel máximo de vibración establecido con una separación de tiempos entre grupos aconsejable de no superior a 9-17 milisegundos, ya que lo que se busca es la detonación simultánea del mayor número posible de barrenos para la formación del plano de corte en el talud. Una vez detonados todos los barrenos de la voladura de precorte es necesario un retardo adicional en caso de disparar conjuntamente la voladura de producción, siendo para ello un tiempo razonable entre 100 y 150 milisegundos según Bauer (1982) [7]. En el cuadro 4.2 se puede ver un esquema de carga de un barreno de precorte.



Cuadro 4.2 Esquema de carga barreno de precorte con cordón detonante

Para el caso de la voladura de recorte, se haría uso de detonadores de retardo siendo disparados los últimos en la secuencia de voladura (los números más altos dentro de su serie) pero de una forma análoga a la voladura de precorte, esto es, compartiendo el mismo número de retardo la mayor cantidad permitida de barrenos para que estos mismo detonen simultáneamente.

En lo referente al retacado de los barrenos en las voladuras de contorno hay dos posibles situaciones: con y sin retacado. Para la situación con retacado, donde se encuentre un macizo rocoso bastante competente, masivo y sin apenas fracturación se podrá usar un retacado con una longitud de 6-12 veces el diámetro de perforación (esto es, por ejemplo, para barrenos de 89 mm de 0.5-1 m aproximadamente). En cambio, para rocas diaclasadas o con alto grado de alteración se puede prescindir totalmente del retacado para permitir un escape rápido de los gases y evitar con ello una sobrerotura provocada por la acción de los gases a alta presión introduciéndose por las fracturas ya existentes en el macizo rocoso.

En el caso del uso de mangueras de hidrogel, básicamente la forma de carga es la misma solo que las mangueras se conectaran en superficie por detonadores, agrupando con el mismo número de detonador tantos barrenos de contorno se permitan según la carga máxima admisible.



## **5. CÁLCULO DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO:**

### **5.1 Introducción, revisión y limitaciones del cálculo con reglas básicas:**

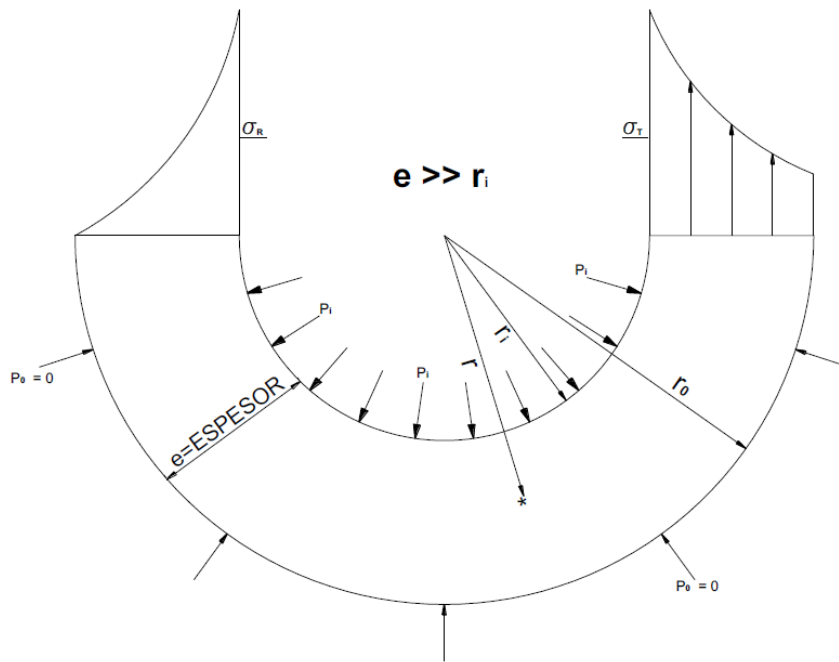
Como se ha comentado anteriormente, si se utilizan solamente las reglas básicas para el cálculo del espaciamiento en las voladuras de precorte siendo el espaciamiento de 8-12 veces el diámetro de perforación y para las voladuras de recorte de 13-16 veces el diámetro de perforación, no se tienen en cuenta las propiedades del macizo rocoso ni los posibles cambios en las diferentes zonas que hay en las zonas de trabajo. A parte de no quedar reflejadas en los cálculos y pudiendo intentarse unas aproximaciones a tanteo, esto es, mediante prueba y error, no se tendrían en cuenta otras posibles causas de daño al macizo rocoso ya sean debidas al uso de un diámetro mayor (mayor concentración de carga lineal en el barreno) que conllevaría un aumento del espaciamiento pero que a su vez implicaría un aumento en el nivel de vibraciones, siendo estas causantes del daño a la matriz rocosa.

Por otro lado, incluso con un diseño correcto y optimizado, logrando un perfecto plano de fractura se podrían seguir causando daños al obviar los mecanismos de daños procedentes tanto de las voladuras de producción adyacentes como de la voladura de contorno bien calculada. Como se describe dentro de este mismo capítulo, más adelante en el apartado detallado como de modificación de los esquemas de voladura de producción, hay que ver cómo afectaría estas voladuras de producción a la fila de la voladura de precorte/recorte, para una correcta implantación y no perder el esfuerzo realizado en la ejecución del plano de corte. No se pueden considerar por separado las voladuras de contorno de las voladuras de producción, ya que como se verá influyen notablemente en los resultados esperados.

### **5.2 Cálculos para voladuras de precorte (exterior):**

#### *5.2.1 Cálculo del valor del espaciamiento entre barrenos de precorte:*

Como punto de partida se utiliza el modelo propuesto por Sanden (1974) [8] extensamente aplicado a nivel mundial. Con este modelo se puede determinar la distribución de las tensiones que se forman alrededor de un barreno. Se asume que el precorte es ocasionado por la presión del gas producido por la reacción de detonación de la carga explosiva más que por la onda de choque que también se genera. Esta presión de los gases generada (Presión de barreno  $P_b$ ) ejerce una expansión sobre las paredes del barreno, que adoptan la forma de un cilindro con espesor infinito y sin ninguna presión externa.



Cuadro 5.1 Distribución de las tensiones en la pared del barreno.

Las ecuaciones generales para la tensión radial  $\sigma_c$  y la tensión tangencial  $\sigma_t$  desarrolladas en un cilindro de radio interno  $r_i$  y radio externo  $r_o$  en un punto a una distancia  $r$  cuando se aplica una presión radial  $P_i$  a la cara interna del cilindro y  $P_o$  a la cara externa se muestran como:

$$\sigma_c = \frac{r_o^2 P_o - r_i^2 P_i}{r_o^2 - r_i^2} - \frac{(P_o - P_i) r_i^2 r_o}{(r_o^2 - r_i^2) r^2} \quad (1)$$

$$\sigma_t = \frac{r_o^2 P_o - r_i^2 P_i}{r_o^2 - r_i^2} + \frac{(P_o - P_i) r_i^2 r_o}{(r_o^2 - r_i^2) r^2} \quad (2)$$

Si se supone un cilindro con radio externo  $r_o$  infinito y una presión en la cara externa del cilindro  $P_o$  igual a 0 las ecuaciones (1) y (2) quedan de la siguiente forma:

$$\sigma_c = \frac{P_i r_i^2}{r^2} \quad (3)$$

$$\sigma_t = -\frac{P_i r_i^2}{r^2} \quad (4)$$

Donde  $r$  se encuentra:  $r_i < r < r_o$ .

Reemplazando  $P_i$  por la presión de barreno efectiva  $P_b$  (la forma de cálculo está desarrollada en el siguiente apartado) y  $r$  por el radio del barreno  $r_h$ , queda:

$$\sigma_c = \frac{P_b r_h^2}{r_h^2} \quad (5)$$

$$\sigma_t = -\frac{P_b r_h^2}{r_h^2} \quad (6)$$

Dónde:

- $\sigma_c$ : Esfuerzo a compresión en MPa.
- $\sigma_t$ : Esfuerzo a tracción en MPa.
- $P_b$ : Presión de barrenado efectiva en MPa
- $r_h$ : radio del barrenado en metros.
- $r$ : radio del punto a considerar en metros.

Los fallos en roca principales son: 1) Por compresión.

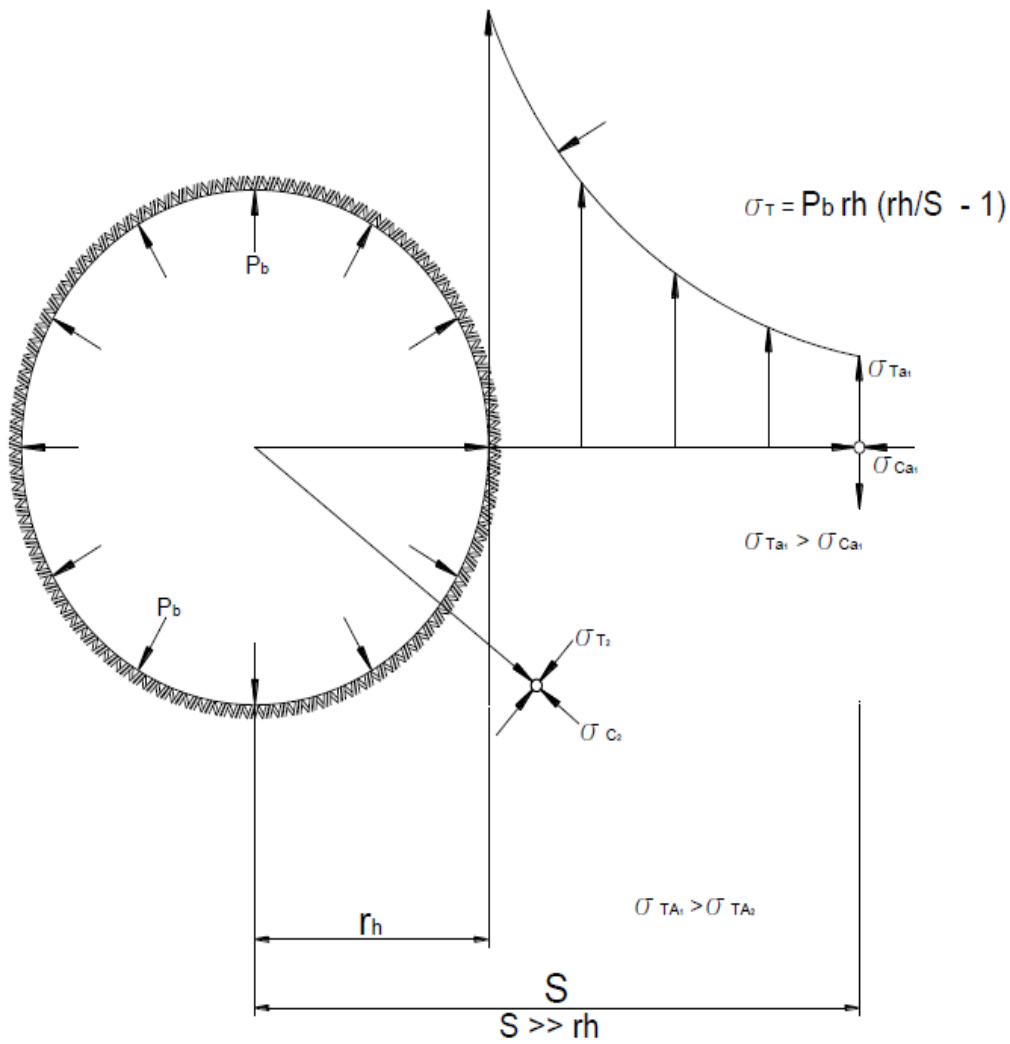
2) Por tracción.

3) Por esfuerzo cortante.

La fractura del precorte se maximiza cuando la fractura es del tipo en el que la roca es menos resistente. Esto quiere decir que generalmente las rocas tienen una resistencia a la compresión elevada, moderada al esfuerzo cortante y bastante baja a la resistencia a la tracción. Por lo tanto, la fractura de precorte ideal debe de ocurrir bajo las condiciones en las que el esfuerzo de tracción sea máximo y las fuerzas de compresión y cortante sean mínimas.

La distribución del esfuerzo de tensión cercano de un solo barrenado está desarrollado bajo las condiciones siguientes:

- 1) La resistencia a tracción  $\sigma_t$  es maximizada a causa del fallo de tensión.
- 2) El esfuerzo a compresión  $\sigma_c$  es minimizado.
- 3) El esfuerzo cortante es minimizado.

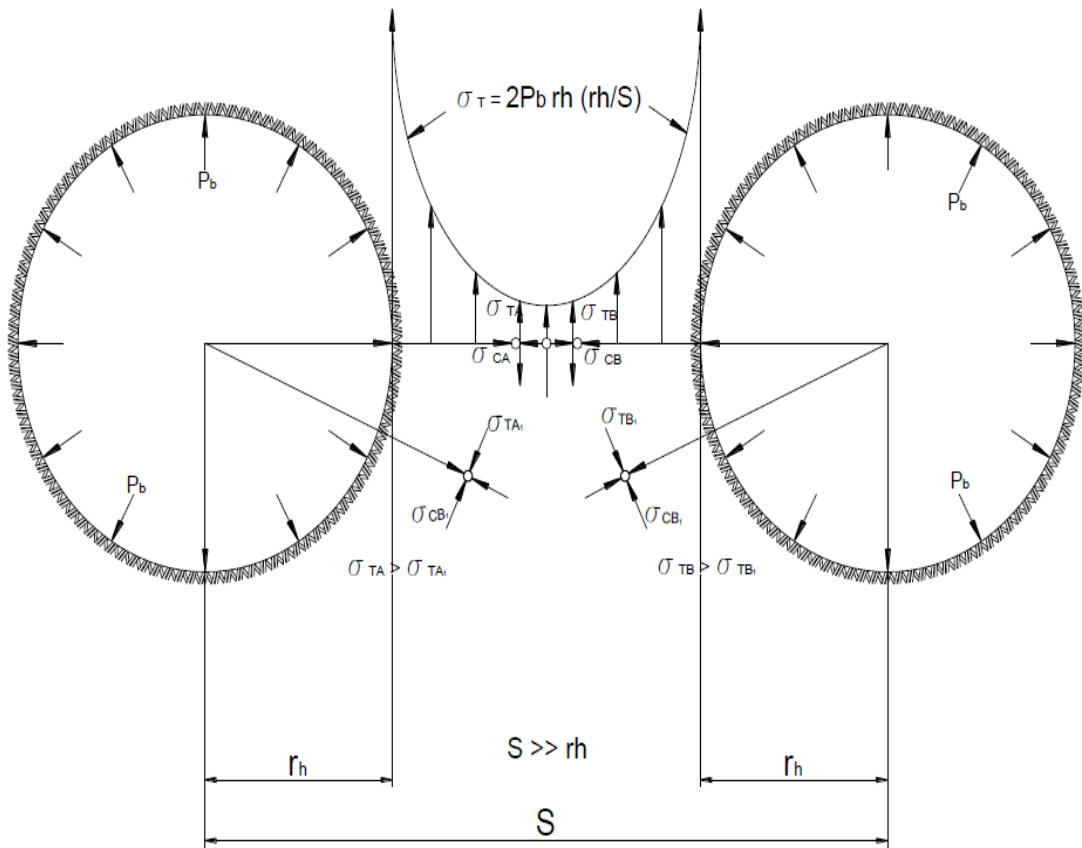


Cuadro 5.2 Distribución de tensiones para un solo barreno.

El esfuerzo tangencial total, que actúa a lo largo de una línea radial de un solo barreno a una distancia  $S$  se obtiene mediante la ecuación (6) e integrando el esfuerzo tangencial entre el radio del barreno  $r_h$  y  $S$ .

Siendo la fuerza por unidad de longitud del barreno a lo largo de la fractura:

$$\begin{aligned}
 \int_{r_h}^S d_T dr &= \int_{r_h}^S -P_b \frac{r_h^2}{r^2} dr = -P_b r_h^2 \int_{r_h}^S \frac{1}{r^2} dr = -P_b r_h^2 \left[ \frac{-1}{r} \right]_{r_h}^S \\
 &= -P_b r_h^2 \left[ \frac{-1}{S} + \frac{1}{r_h} \right] = \frac{P_b r_h^2}{S} - \frac{P_b r_h^2}{r_h} \\
 &= P_b r_h \left( \frac{r_h}{S} - 1 \right) \quad (7)
 \end{aligned}$$



Cuadro 5.3 Distribución de tensiones en dos barrenos consecutivos.

Como se plantea en el cuadro 5.3 este es el esfuerzo tangencial en el área ocupada entre dos barrenos. Cuando son disparados simultáneamente, la fuerza originada se dobla y la ecuación (7) pasa a ser:

$$2P_b r_h \left( \frac{r_h}{S} - 1 \right) \quad (8)$$

Con lo que el esfuerzo a tracción total quedaría:

$$\sigma_{t_{total}} = 2P_b r_h \left( \frac{r_h}{S} - 1 \right) \quad (9)$$

Ya que el termino  $r_h/S$  supone menos del 10% del valor de  $\sigma_{t_{total}}$  puede despreciarse de la ecuación y por lo tanto:

$$\sigma_{t_{total}} = 2P_b r_h \quad (10)$$

Esto significa que  $\sigma_{t_{total}}$  o una fuerza aplicada  $F_D$  tenderá a causar el plano de fractura que ocurre entre ambos barrenos.

$$F_D = 2P_b r_h \quad (11)$$

Realmente siempre hay un pequeño grado de dispersión en los tiempos de detonación en los barrenos, con lo que el plano de fractura favorecido es el formado por aquel que detone primero, y debido al campo tensional inducido. La componente tangencial es

compresiva en el plano perpendicular a los barrenos, mientras que es tractiva en el plano de unión, facilitándose así la formación de la grieta de tracción según este plano y su desarrollo posterior por la acción de los gases, al salir los barrenos adyacentes. De ahí la importancia de que los barrenos tengan un gran paralelismo. También se debe de tener en cuenta que las tensiones de campo, la fábrica de la roca y la estructura del macizo pueden afectar de manera significativa los resultados del corte.

Mientras que la fuerza resistiva  $F_R$  en la formación de la fractura del precorte es el producto de la resistencia a la tracción de la roca por la superficie sobre la que actúa la fuerza. Si la resistencia a la tracción de la roca se designa como  $\sigma_t$  y el área como  $(S - 2r_h)$ , se tiene que:

$$F_R = \sigma_t(S - 2r_h) \text{ por unidad de longitud de barreno} \quad (12)$$

Alcanzando el equilibrio entre ambas fuerzas,  $F_R = F_D$  se obtiene:

$$\sigma_t(S - 2r_h) = 2P_b r_h \quad (13)$$

Despejando para el máximo espaciamiento  $S$  entre barrenos:

$$\sigma_t S = 2r_h \sigma_t + 2P_b r_h$$

$$S = \frac{2r_h \sigma_t + 2P_b r_h}{\sigma_t}$$

$$S = \frac{2r_h(\sigma_t + P_b)}{\sigma_t}$$

$$S = \frac{\phi_h(\sigma_t + P_b)}{\sigma_t} \quad (14)$$

Por lo tanto el espaciamiento óptimo entre dos barrenos es:

$$S \leq \frac{\phi_h(\sigma_t + P_b)}{\sigma_t} \quad (15)$$

Dónde:  $S$ : espaciamiento entre barrenos de precorte (m)

$\phi_h$ : diámetro del barreno (m).

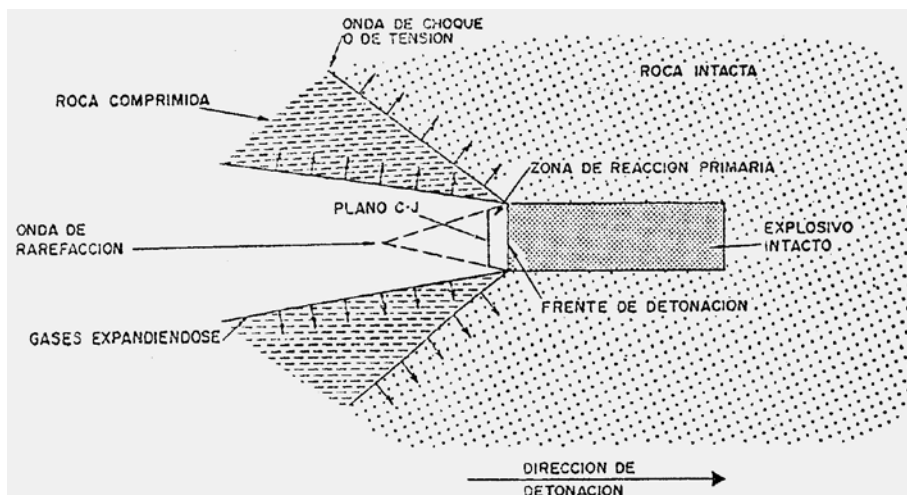
$P_b$ : presión de barreno (MPa).

$\sigma_t$ : resistencia a tracción de la roca (MPa).

Aunque en el modelo de Sanden (1974) [8] los valores de la resistencia a compresión y a tracción son los valores dinámicos, estos valores son dificultosos de determinar con exactitud y mucho menos realizables en ensayos de campo. Por ello, lo que se procederá a utilizar serán los valores estáticos (como se verá en los apartados correspondientes para su obtención) según pruebas de campo realizadas por varios investigadores como Chiappetta (1990) [9] y Hustrulid (2007) [10] entre otros, siendo valores apropiados que cumplen con la ecuación propuesta.

### 5.2.2 Cálculo de la presión de barreno:

La presión de barreno  $P_b$  está considerada como un buen criterio para describir la “intensidad” que produce un explosivo y es definida como la máxima presión desarrollada en el barreno por la detonación del explosivo. La detonación de una carga explosiva ha sido descrita como una reacción química supersónica asociada a una onda de choque que se propaga por el explosivo intacto comprimiéndolo y calentándolo hasta provocar su explosión adiabática, transformándolo en gas a alta presión y temperatura a lo largo de una superficie denominada plano de Chapman-Jouget (cuadro 5.4).



Cuadro 5.4 Esquema longitudinal de una carga explosiva y proceso de detonación. Fuente: López Jimeno (2003). [1]

La presión de barreno requerida se calculará asumiendo una expansión adiabática en el espacio creado entre la pared del barreno y la carga explosiva por los gases generados.

Comenzando con la presión de detonación  $P_d$  y según la teoría hidrodinámica establecida por Cook (1958) [11], se define como:

$$P_D = \rho_e \cdot VOD \cdot u + P_0 \quad (16)$$

Donde  $\rho_e$ : densidad del explosivo ( $\text{kg/m}^3$ ).

VOD: velocidad de detonación ( $\text{Km/s}$ ).

$u$ : velocidad de partícula desarrollada por la reacción de detonación.

$P_0$ : Presión inicial ( $\text{MPa}$ ).

Suponiendo que la presión inicial  $P_0$  es despreciable frente a los otros términos, la ecuación (16) se puede reducir a:

$$P_D = \rho_e \cdot VOD \cdot u \quad (17)$$

Tomando el valor de la velocidad de partícula  $u$ , en estudios con rayos x realizados por Cook (1958), como  $VOD/4$ , se obtiene que:

$$P_D = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{4} \quad (18)$$



Y aproximando la relación entre  $P_D$  y  $P_b$  como:

$$\frac{P_D}{P_e} = 0.5 \quad (19)$$

Donde  $P_e$ , es la presión de detonación “adiabática” definida como la hipotética presión que desarrollaría la detonación a volumen constante y sin pérdida de calor a su alrededor.

Sustituyendo la ecuación (19) en (18):

$$P_e = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{8} \quad (20)$$

Este sería el caso para el cálculo con un explosivo acoplado a las paredes del barreno, ocupando todo el diámetro del mismo. Pero como se genera una presión elevada sobre la roca, para las condiciones descritas en el apartado anterior lo habitual es disminuir esta presión mediante el uso de cargas de explosivo desacopladas.

Se asume entonces la ley de los gases ideales para la expansión adiabática en un barreno con una carga desacoplada. El estado adiabático para un gas ideal viene dado por:

$$PV^\gamma = \text{constante} \quad (21)$$

Dónde:  $P$ : presión del gas.

$V$ : volumen del gas.

$\gamma$ : Ratio de los calores específicos.

Y pasando del estado del barreno (b) al estado del explosivo (e):

$$P_b V_b^\gamma = P_e V_e^\gamma \quad (22)$$

Agrupando los términos de la ecuación (22):

$$\frac{P_b}{P_e} = \left( \frac{V_e}{V_b} \right)^\gamma \quad (23)$$

$$P_b = P_e \left( \frac{V_e}{V_b} \right)^\gamma \quad (24)$$

Combinando la ecuación (20) con (24):

$$P_b = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{8} \left( \frac{V_e}{V_b} \right)^\gamma \quad (25)$$

Desarrollando los volúmenes del barreno y el explosivo:

$$V_b = \frac{\pi \cdot \phi_b^2}{4} \cdot L_b \quad (26)$$

$$V_e = \frac{\pi \cdot \phi_b^2}{4} \cdot L_e \quad (27)$$

Y siendo el ratio de acoplamiento:

$$\frac{V_e}{V_b} = \frac{\phi_e^2}{\phi_b^2} \cdot \frac{L_e}{L_b} \quad (28)$$

Y C al porcentaje de la longitud de columna de explosivo cargada respecto a la longitud del barreno:

$$C = \frac{L_e}{L_b} \quad (29)$$

Sustituyendo (28) y (29) en (25):

$$P_b = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{8} \left( C^{0.5} \cdot \frac{\phi_e}{\phi_b} \right)^{2 \cdot \gamma} \quad (30)$$

Siendo:  $P_b$ : Presión de barreno con carga desacoplada (MPa)

$\rho_e$ : densidad del explosivo (kg/m<sup>3</sup>).

VOD: velocidad de detonación (km/s).

$\phi_e$ : diámetro de la carga explosiva (m).

$\phi_b$ : diámetro del barreno (m).

C: % de la longitud de columna de explosivo y longitud de barreno.

$\gamma$ : ratio de los calores específicos.

El valor del exponente  $\gamma$  adquiere un valor de 1.2. Esto está basado en los resultados experimentales de Bauer (1967) [12], según el cual el efecto amortiguador de la  $P_b$  se considera al sufrir los gases en el interior del barreno una expansión.

En el caso de encontrarse los barrenos con agua en su interior por diversas causas (estar por debajo del nivel freático, aporte por lluvias, acumulación por desniveles, ...) el valor de  $\gamma$  varía sensiblemente hasta 0.9 debido a la incompresibilidad del agua. Este dato es importante tener en cuenta a la hora de preparar los diseños de las voladuras de precorte ya que influye de manera muy elevada en la  $P_b$ , siendo el valor de cálculo superior que en el caso de que los barrenos se encuentren solo llenos de aire. Suponiendo barrenos con diámetro de 76 mm y cordón de 100 g/m, la  $P_b$  para el caso de barrenos secos se estima en 60.6 MPa, mientras que para el caso de barrenos con agua ese mismo parámetro alcanza el valor de 210.4 MPa, influyendo notablemente en la distancia a la que se deberían encontrar espaciados los barrenos de precorte.

Si una vez realizada la perforación con cálculos para barrenos secos, al llegar al tajo se comprobasen que por la causa que fuese los barrenos de la voladura de precorte estuviesen llenos de agua, habría que intentar desaguarlos de alguna forma (por ejemplo, mediante el uso de un compresor para “soplarlos”)

Los parámetros necesarios como la densidad y la velocidad de detonación del explosivo son normalmente suministrados por el fabricante de explosivos. Sin embargo, suele haber un problema al intentar usar la densidad del explosivo en el cordón detonante, es

un dato que no se suele referir en las hojas de especificaciones de explosivos ni tampoco el diámetro de la carga, apareciendo solamente el gramaje por metro y el diámetro exterior del cordón (contando el diámetro central de explosivo más las capas de recubrimiento que lleva). Por lo tanto, no se puede utilizar directamente este dato en la ecuación (30).

Para dar una solución a esta particularidad, se toma como valor de densidad del núcleo de PETN del cordón igual a 1.4 g/cm<sup>3</sup> (según lo expuesto en el apartado 4.2) y se necesitaría determinar el diámetro central equivalente para la densidad dada y el gramaje del cordón detonante. Este diámetro equivalente es calculado como:

$$\Phi_{eq} = \frac{4 \cdot \text{gramaje cordón}}{\pi \cdot \rho_e} \quad (31)$$

Dónde:  $\Phi_{eq}$ : diámetro equivalente del cordón o cordones usados (m)

gramaje cordón: es el gramaje del cordón o cordones usados (g/m)

$\rho_e$ : densidad del explosivo (kg/m<sup>3</sup>)

Para una buena fractura de precorte los valores de  $P_b$  deberán de ser superiores a la resistencia a la tracción e inferiores a la resistencia a la compresión.

$$\sigma_t < P_b < \sigma_c$$

### 5.3 Mecanismos de daño al macizo rocoso por voladuras y su mitigación:

El daño por voladuras se puede definir como un cambio en la matriz rocosa que tiende a una reducción en la resistencia de la misma, incluyendo la apertura de sus fracturas y/o creación de nuevas. Los principales mecanismos de daño son:

- Presión generada por los gases de la detonación.
- Efecto del fallo por liberación de carga.
- Vibraciones en campo cercano.

#### 5.3.1 Daños ocasionados por la presión generada por los gases de la detonación:

Debido a la penetración del gas generado por la reacción de detonación del explosivo en el sistema de fracturas preexistentes en el macizo rocoso, haciendo que dichas fracturas existentes se abran y aumenten su longitud. La mitigación, para este efecto producido principalmente por la voladura de producción, pasa por la creación del plano de fractura producido por el precorte que crea un plano de fractura permitiendo el venteo de los gases a alta presión, junto con una separación de las últimas filas de barrenos de producción a la vez que reducción en carga y/o diámetro de perforación, puede ser suficiente para evitar la influencia del daño por la expansión de los gases de voladura.

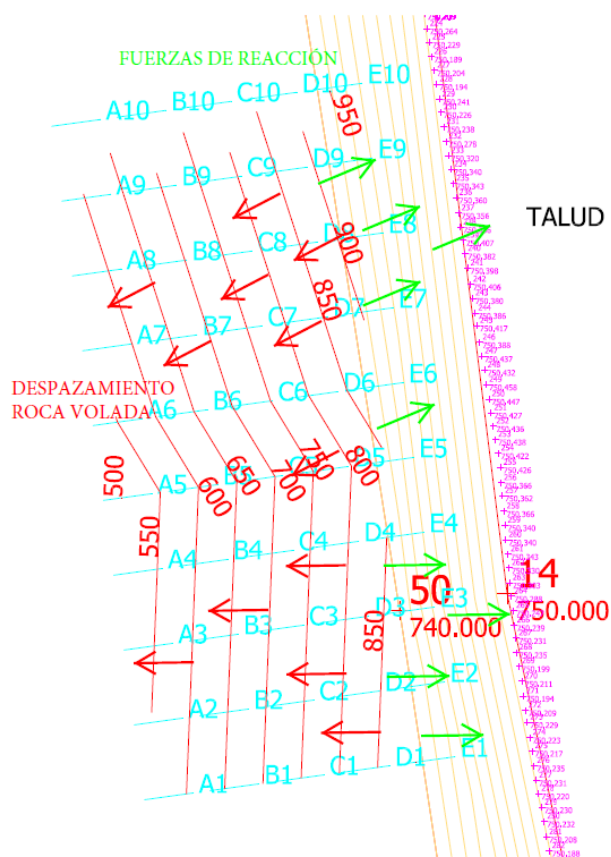
#### 5.3.2 Efecto del fallo por liberación de carga:

Debido a la amplitud de las fuerzas de reacción contra el talud final. El mecanismo de fallo por liberación de carga no es lo que ocurre al retirar los apoyos en el pie del talud, sino más bien la reacción del talud al levantamiento de la pila de material por la acción

de los gases de la voladura, donde la dirección de desplazamiento de la pila de material volado es perpendicular al talud y se ejerce sobre él una fuerza de reacción igual y opuesta.

Una vez que ocurre el desplazamiento de la pila de material, prosigue la relajación del talud, tendiendo a crear las grietas de tracción paralelas a dicho talud. En el caso de estratos con buzamiento hacia la excavación, las fuerzas de reacción pueden llegar a causar el desplazamiento de cuñas a lo largo de los planos de juntas. Cuanto mayor sea el tiempo que ejerzan presión los gases de voladura, mayor será la probabilidad de desplazamiento de cuñas y fallo por tracción.

Para mitigar el efecto del fallo por liberación de carga se deberá de incluir, siempre que sea posible, un cambio en la secuencia de iniciación de la voladura para que la pila de material volado no se desplace perpendicularmente al talud final y también será parcialmente mitigado incrementando el tiempo de salida entre filas (y por lo tanto reduciendo los efectos de “congestión” del burden), pero aun así es inevitable que aparezca un grado de acumulación incluso para voladuras estrechas (pocas filas de barrenos).

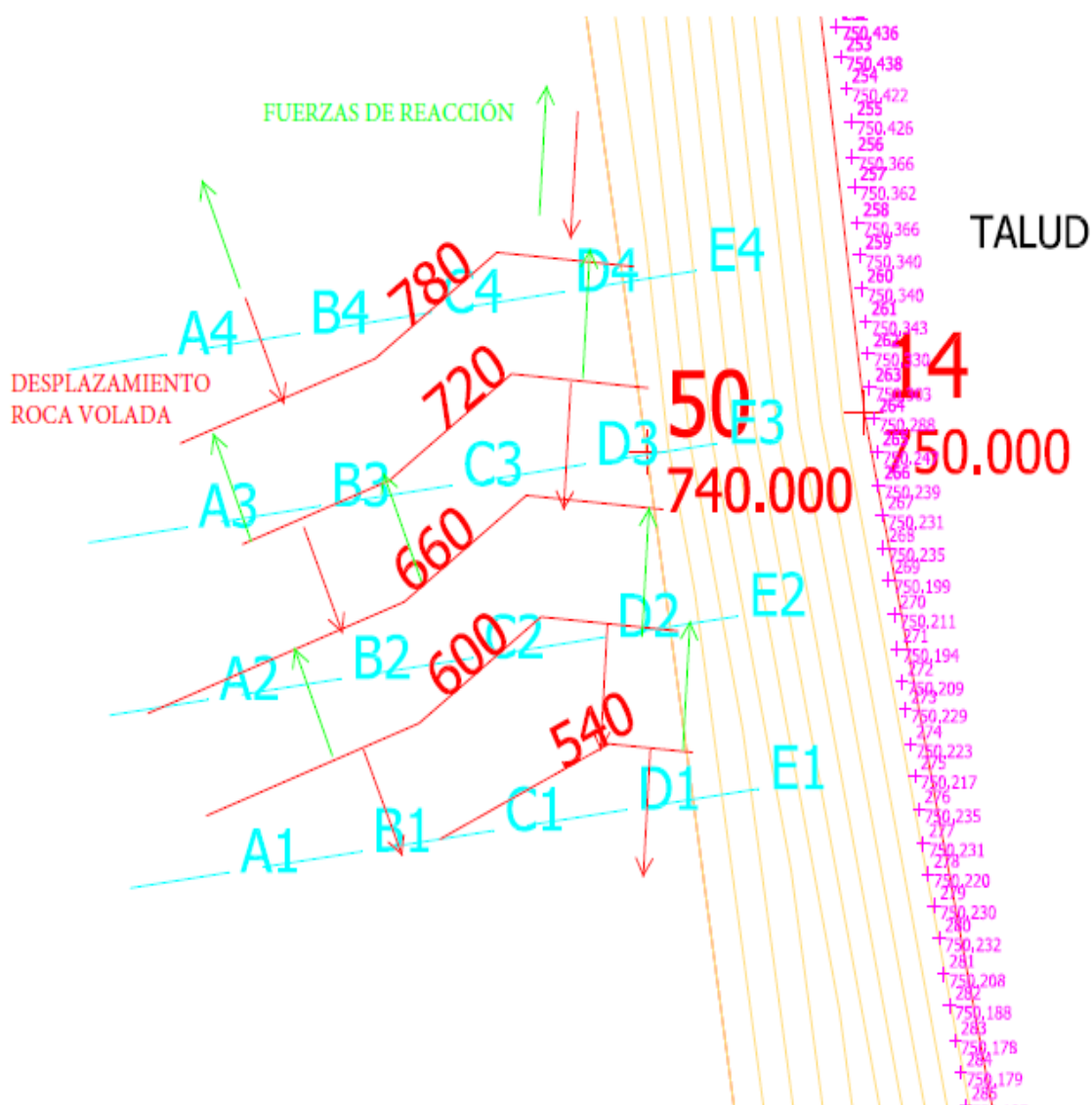


Cuadro 5.5 Voladura con dirección de salida perpendicular al talud

En la secuencia de iniciación standard en V (Ver cuadro 5.5), los contornos de tiempos indican la esperada dirección del desplazamiento del burden como el resultado de las grandes fuerzas aplicadas por los gases a alta presión generados por cada carga explosiva de cada barreno. Mientras que estas fuerzas están siendo aplicadas, se generan unas fuerzas opuestas que empujan en el sentido contrario, en dirección perpendicular y hacia el talud final. Cuando el burden se desplaza finalmente, desaparece la fuerza de empuje, así como también la fuerza contraria hacia el talud.

Con esta súbita desaparición de la fuerza de reacción se produce una alta contribución al fallo de tensión que ocurre paralelo al talud final.

Una buena secuencia de disparo alternativa para evitar esta situación descrita es la siguiente mostrada en el cuadro 5.6. Para ello se inicia la voladura en una fila cercana al talud final y permite rotar la secuencia de iniciación, provocando a su vez que la acción trasera de las reacciones opuestas rote también, produciendo el mismo fallo de tensión, pero restringido al material situando perpendicular al talud final.



Cuadro 5.6 Voladura con dirección de salida paralela al talud

Las ventajas de este tipo de secuencia de iniciación son:

1. Reducción del efecto de las fuerzas de reacción y fracturas producidas por fallo de tensión paralelas al talud final.
2. El control de vibraciones es efectuado por el control de la concentración lineal de carga en las dos filas próximas al talud final.
3. Se elimina la limitación del número de filas que pueden ser disparadas, eliminando también a su vez las dificultades de producción de material volado, retrasos, productividad del movimiento de tierras asociadas con voladuras estrechas.
4. El disparo temprano de los barrenos cercanos al talud final actúa como amortiguamiento de los efectos no deseados de los barrenos de producción como las vibraciones y la liberación de la presión de gases confinados, al crear una trinchera de material fragmentado.

### 5.3.3 *Daño ocasionado por vibraciones en campo cercano:*

El 40% aproximadamente de la energía liberada por el explosivo se considera que se transforma en un movimiento ondulatorio provocado por la onda de choque, esto es, se transforma en vibraciones sobre la roca. El desplazamiento de las partículas de roca provocados por estas vibraciones, crean tensiones sobre la matriz pudiendo superar su resistencia elástica, creando entonces el agrietamiento. Todo esto ocurre en la zona cercana al diámetro del barreno.

El fenómeno de rotura por vibración se puede explicar de la manera siguiente: suponiendo en el momento de la detonación, la masa de explosivo se transforma en gases a alta presión y temperatura, debido a ello, el efecto dinámico de este brusco salto de presiones, hace que se genere una onda de presión que se desplaza a través de la roca, con forma cilíndrica al principio y esférica después, deformando la roca a su paso y amortiguándose a medida que se extiende. Es el efecto dinámico de la detonación lo que genera la onda y no el hecho de que se generen grandes presiones.

La onda de presión que se crea tiene un comportamiento diferente según su magnitud. En efecto, si dicha onda comprime a la roca por encima de su límite de rotura, entonces produce una trituración de la misma con la creación de grietas longitudinales y circunferenciales, gastando mucha energía y disminuyendo la presión de la onda de choque. A esta fase se le llama hidrodinámica y alcanza una longitud del orden del diámetro del barreno.

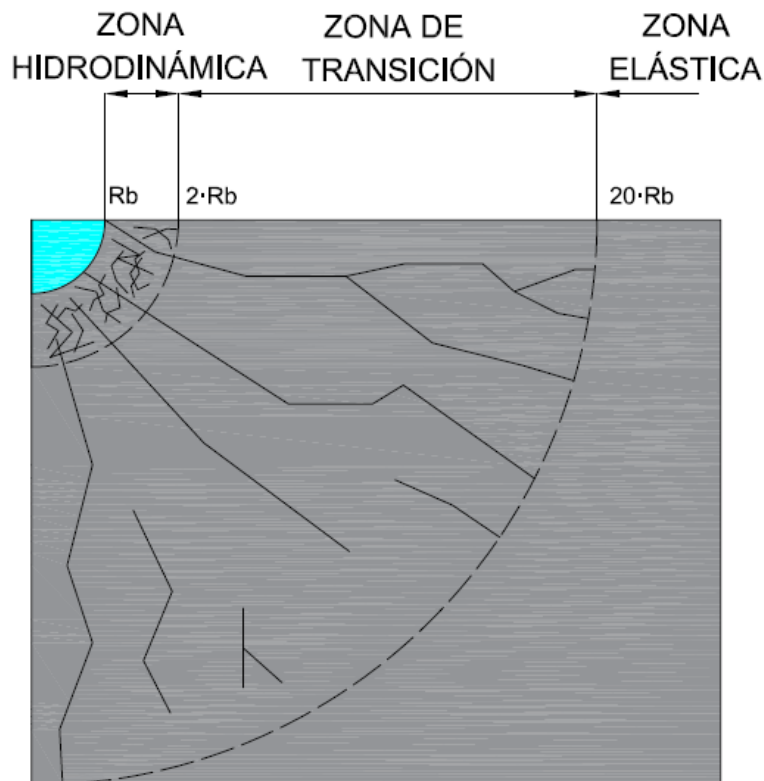
Cuando la onda de presión baja del límite de rotura a compresión, hay deformaciones plásticas, y aún se siguen transmitiendo las grietas longitudinales que se propagan por tracción. Por tal motivo, la onda sigue gastando energía y disminuyendo progresivamente su magnitud. Este tramo alcanza una decena de diámetros de barreno y se llama tramo plástico o de transición.

Al disminuir la onda de presión al límite elástico, se producen las vibraciones que conocemos que se transmiten sin apenas consumo de energía y que se amortiguan únicamente debido al aumento de la superficie sobre la que actúan. Su alcance es grande y abarca la llamada zona elástica.

En el tramo elástico, la onda de presión origina no sólo un pulso sino un tren de ondas, es decir, se generan una serie de ondas fruto de la excitación inicial, cuya frecuencia o

frecuencias, depende en gran medida de la roca que transmite la vibración. La onda de presión) incide sobre el medio elástico una sola vez, pero ésta sigue vibrando después muchas veces amortiguándose paulatinamente.

El tren de ondas formado, se transmite por la roca a una velocidad muy grande, que depende exclusivamente de las características elásticas de la roca y ante la presencia de fallas o estratos, la onda se refleja y se refracta tal y como en cualquier movimiento ondulatorio conocido.



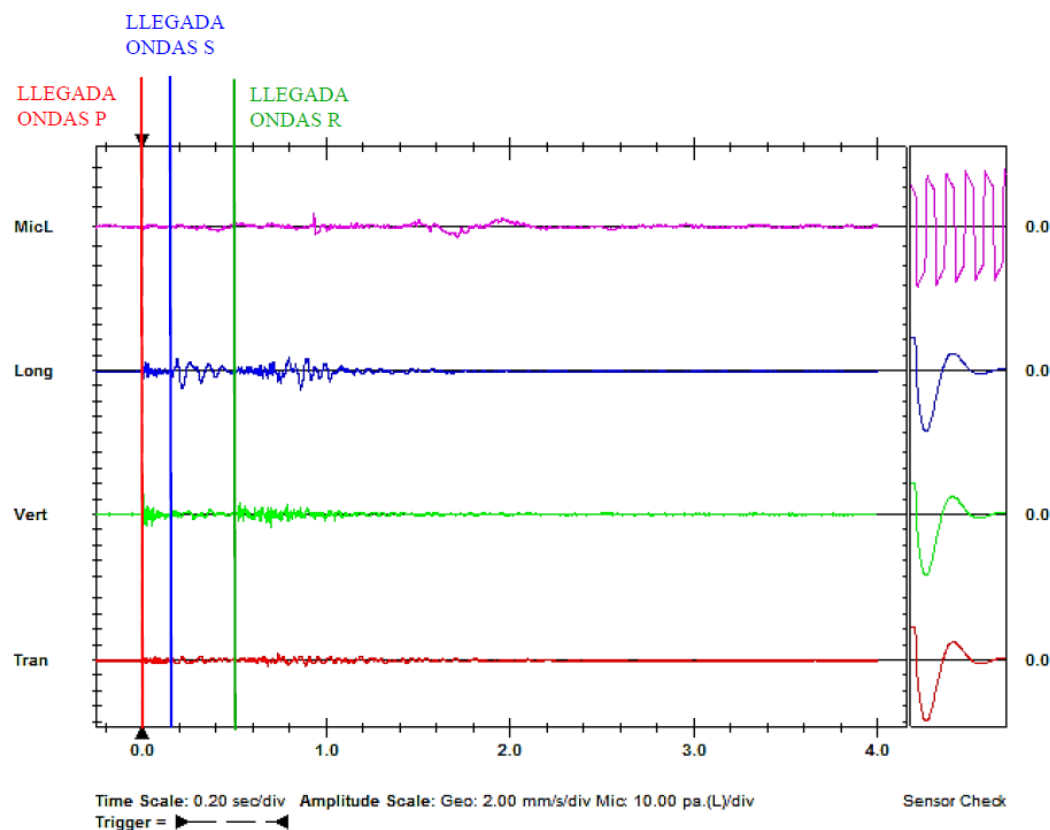
Cuadro 5.7 Zonas que atraviesa la onda de presión.

#### 5.3.3.1 Tipos de ondas:

En un tren de ondas, viajan superpuestas un conjunto de ondas que se pueden considerar individuales. Cada una de estas ondas, tiene una serie de características propias que la diferencia de las demás. Estas características son: forma de vibración, velocidad de transmisión, amortiguamiento y medio en el que se transmiten.

Según el medio en el que se transmiten las ondas, se pueden clasificar en ondas internas y ondas superficiales.





Cuadro 5.8 Orden de llegada de las ondas elásticas en un reporte de vibraciones.

**- Ondas Internas:** Las ondas internas viajan en el macizo rocoso y se transmiten de forma esférica en el mismo. La velocidad de transmisión depende de la roca, siendo tanto más alta cuanto más dura y frágil sea la misma. Estas ondas internas, no producen cambios de volumen en el macizo rocoso a gran escala. Se puede decir que lo que estiran de una parte lo contraen de otra de manera que la variación total es nula. Se pueden distinguir los siguientes tipos de ondas.

1) Ondas primarias: Ondas P, llamadas también ondas de presión. Hacen vibrar a la roca en la misma dirección en que se propagan, creando esfuerzos de tracción-compresión. La roca se deforma estirándose y comprimiéndose como si fuera un muelle o el fuelle de un acordeón. Su velocidad de propagación es alta y su frecuencia también.

2) Ondas secundarias: Ondas S, también llamada de cizalladura, que hace vibrar a la roca en dirección perpendicular a la dirección de propagación, creando esfuerzos cortantes. La roca toma una forma análoga a la de las ondas en el agua. La velocidad de propagación es algo menor que la onda P, por eso si la distancia es grande se puede presentar algo retrasada con respecto a la P. Su frecuencia suele ser alta también.

Ambas ondas P y S se presentan casi siempre superpuestas, salvo cuando la distancia del punto de voladura al de medición es grande en cuyo caso la S será algo retrasada y se puede distinguir de la P.

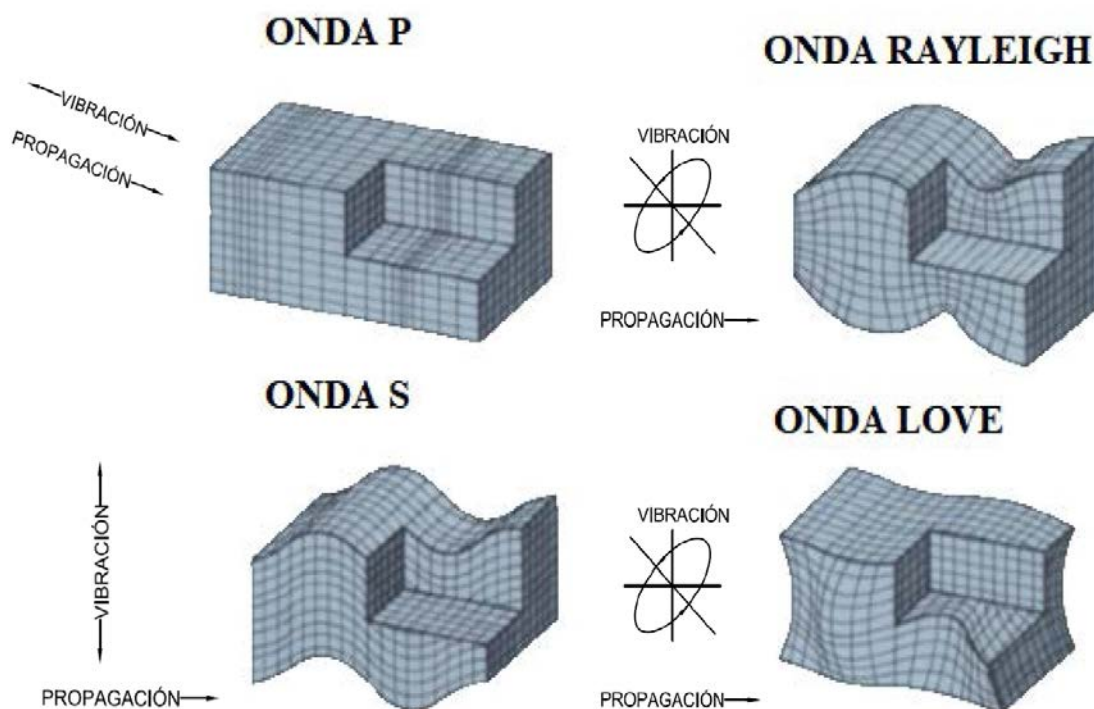
La amortiguación de la vibración depende de la frecuencia, de manera que una frecuencia alta se amortigua más que una baja frecuencia, por esto las ondas internas P y S desaparecen a una distancia relativamente pequeña (del orden de km).

**- Ondas Superficiales:** Estas ondas se transmiten en una superficie, generalmente la del terreno, si bien pueden transmitirse en cualquier superficie donde entren en contacto dos materiales distintos: roca-aire, roca-agua, rocas de diferentes características, etc. La velocidad con que se transmiten estas ondas, es menor que la de las internas y las frecuencias que presentan, también son menores, por lo que cuando se presentan crean un peligro potencial para las estructuras a las que afectan.

1) Ondas Rayleigh: Se propagan por superficies de separación de materiales distintos. Suponiendo que se transmite en el plano x-y, el movimiento que induce esta onda es una superposición de un movimiento vertical y otro longitudinal, creando esfuerzos complejos de flexión. El terreno adquiere la forma de las ondas en el agua. La velocidad de esta onda es aproximadamente el 90% de la de las ondas S y su frecuencia baja.

2) Ondas Love: Originan oscilaciones longitudinales y radiales en el plano x-y y suelen generarse en la superficie del terreno cuando la velocidad de la onda S aumenta con la profundidad. Origina esfuerzos de flexión y se transmiten a una velocidad similar a la onda R.

Las ondas de superficie al tener una velocidad de transmisión menor, se pueden ver en las colas de los trenes de ondas que se forman en una voladura. Por otra parte, al amortiguarse menos que las ondas internas, son las que al cabo de cierta distancia llevan la mayor parte de la energía del tren de ondas.



Cuadro 5.9 Tipos de ondas internas y superficiales.

#### 5.3.3.2 Criterio de rotura por tracción en campo cercano:

Las vibraciones en campo cercano es el término que describe las vibraciones cercanas a una columna de explosivo, generalmente dentro de una distancia no superior a 5 veces

la longitud de la carga de columna del barreno, requiriendo las ecuaciones propuestas por Holmberg y Persson (1978) [13] para el estudio de vibraciones en función de la distancia y la carga por barreno. En campo cercano es muy probable que el macizo rocoso circundante se dañe por la creación de nuevas fracturas y por la dilatación de las fracturas existentes.

En la zona de campo cercano la fracturación de la roca es provocada por los esfuerzos de tracción generados por las vibraciones de la voladura. No se debe confundir la velocidad de propagación de las ondas primaria y secundaria ( $V_p$  y  $V_s$ ), que es la velocidad con la que avanza el frente de la onda a través de la roca, con la velocidad de vibración de las partículas (PPV), alcanzada por este mismo frente. La relación entre la tensión inducida y la velocidad de vibración viene dada por:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (32)$$

Dónde:  $\varepsilon$  = Deformación unitaria.

PPV = Velocidad de vibración de las partículas (mm/s).

$V_p$  = Velocidad de propagación de ondas de compresión en roca (mm/s).

Según la ley de Hooke y suponiendo el tipo de rotura frágil en la roca en el tramo elástico:

$$\varepsilon = \frac{\sigma_t}{E} \quad (33)$$

Dónde:  $\sigma_t$  = Resistencia a tracción (MPa).

$E$  = Modulo de Young de la roca (MPa)

Así, conociendo la resistencia a tracción de la roca  $\sigma_t$ , el módulo de Young  $E$  y la velocidad de propagación de las ondas primarias  $V_p$ , se puede hallar la velocidad crítica de vibración de las partículas  $PPV_{crítica}$  que puede soportar el material rocoso antes de que se produzca la rotura por tracción según:

$$PPV_{crítica} = \frac{\sigma_t \cdot V_p}{E} \quad (34)$$

Ya que la velocidad de partícula  $PPV_{crítica}$  se utiliza para evaluar los daños a la roca, se indica a continuación el criterio a seguir, según el modelo establecido de Holmberg y Persson (1993) [14].

Tabla 5.1 Criterio de daños por vibración a la roca según Holmberg y Persson.

DAÑO CAUSADO	NIVEL DE PPV
Apertura de fracturas	$\frac{1}{4} PPV_{crítica}$
Aparición de nuevas fracturas	$PPV_{crítica}$
Intenso fracturamiento	$4 \cdot PPV_{crítica}$
Trituración de la roca	$8 \cdot PPV_{crítica}$

El nivel límite que se utilizará para el modelo de vibración será el valor de aparición de nuevas fracturas en el macizo rocoso circundante para no ocasionar daños significativos a la roca.

Según otros autores, clasifican diferentes PPV para los diversos daños inducidos por vibración como pueden ser:

Tabla 5.2 Diferentes daños inducidos por la velocidad de vibración.

DAÑO INDUCIDO POR VOLADURAS	PPV (mm/s)	AUTOR
Sin daños	<254	Bauer & Calder (1983) [15]
Pequeños descostramientos	254-635	
Intenso descostramiento y agrietamiento radial	635-2540	
Rotura de la roca	>2540	
Rotura de la roca (Granito de Suecia)	700-1000	Holmberg (1993)
Caída ocasional de roca suelta	5-100	Oriard (2002) [16]
Caída de secciones de roca parcialmente suelta	130-380	
Daño a rocas poco competentes	>600	
Daño significativo a rocas competentes	>2500	
Daños pequeños movimiento diaclasas abiertas	500	Tunstall (1977) [17]
Daños significativos apertura/ampliación diaclasas	900	
Daños importantes, fracturación roca intacta	2000	

### 5.3.3.3 Modelo de Holmberg-Persson para vibraciones en campo cercano:

Holmberg y Persson (1993) [14] desarrollaron un modelo para la estimación del daño producido por las voladuras. La tensión que provoca el paso de una onda por un medio es una función de la velocidad de partícula que imprime aquella en el medio. A su vez, la PPV en un punto es una función de la carga explosiva disparada por unidad de tiempo (Q) y de la distancia medida al punto de carga (D). Por tanto, al igual que se relaciona el daño con la tensión, podemos hacerlo con la velocidad de partícula (PPV) según la ecuación:

$$PPV = K \frac{Q}{D^\beta}^\alpha = K \left( \frac{D}{Q^\alpha} \right)^{-\beta} \quad (35)$$

Con la ecuación anterior se puede realizar un estudio de vibraciones del terreno, que básicamente consta de medir en varias voladuras la velocidad máxima de partícula PPV y mediante una regresión hallar la relación de la carga operante con la distancia. El resultado es una ley de propagación de vibraciones del macizo como la de la ecuación (35).

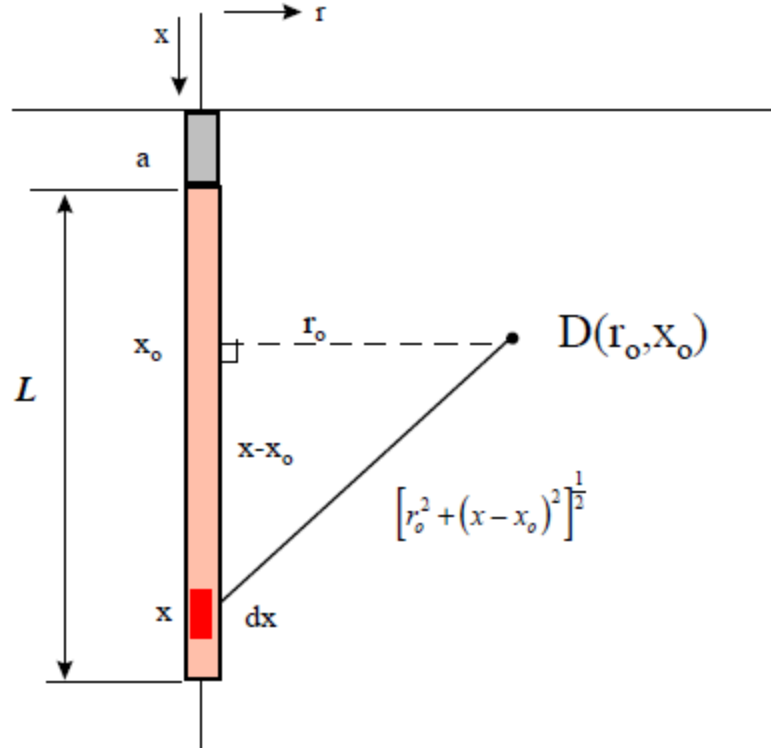
Los parámetros K,  $\alpha$  y  $\beta$  son característicos del terreno en particular, siendo condicionados por los fenómenos de absorción de altas frecuencias, de la dispersión e irregularidades geológicas que provocan la reflexión y refracción de las ondas y del tipo de explosivo a utilizar. El término de la ecuación (35)  $(D/Q^{\alpha/\beta})$  es designado como la distancia reducida (DS), siendo entonces:

$$DS = \left( \frac{PPV}{K} \right)^{\frac{1}{\alpha}} = \frac{Q}{D^{\frac{\beta}{\alpha}}} \quad (36)$$

Con lo que haciendo su diferenciada:

$$dDS = \left( \frac{1}{D^{\frac{\beta}{\alpha}}} \right) dQ \quad (37)$$

En el cuadro siguiente se representa la carga de explosivo cilíndrica en un sistema de referencia (r, x).



Cuadro 5.10 Modelo de Holmberg y Persson para vibraciones en campo cercano.

Considerando a la densidad lineal de carga l (kg/m) se obtiene:

$$dQ = l dx \quad (38)$$

Siendo el punto D un punto de coordenadas (r<sub>0</sub>, x<sub>0</sub>) según en cuadro 5.10 es igual a:

$$D = (r_0^2 + (x - x_0)^2)^{\frac{1}{2}} \quad (39)$$

Y considerando a la longitud de la carga L, se tiene que:

$$DS = l \int_a^{a+L} \frac{dx}{(r_0^2 + (x - x_0)^2)^{\frac{\beta}{2\alpha}}} \quad (40)$$

Integrando (40) y combinando con  $PPV = KDS^{\alpha}$ , se obtiene la velocidad de vibración crítica en el campo cercano ( $PPV_{crítica}$ ). Usando el caso particular  $\beta = 2\alpha$ , se resuelve de la siguiente manera:

$$PPV_{crítica} = K \left( \frac{1}{r_0} \right)^\alpha \left[ \arctan \left( \frac{a+L-x_0}{r_0} \right) - \arctan \left( \frac{a-x_0}{r_0} \right) \right]^\alpha \quad (41)$$

Con todo ello se estima la  $PPV_{crítica}$  en la distancia cercana al barreno según la densidad lineal de carga empleada. Calculando para una profundidad igual a la profundidad media de la carga según  $x_0 = a + L/2$ , se obtiene el punto de valor máximo donde se obtendrá la  $PPV_{crítica}$ .

$$PPV_{crítica} = K \left( \frac{1}{r_0} \right)^\alpha \left[ 2 \arctan \left( \frac{L}{2r_0} \right) \right]^\alpha \quad (42)$$

Para determinar los parámetros  $K$  y  $\alpha$  se procederá según el siguiente apartado donde se realizará el estudio de vibraciones en campo cercano.

Con el valor de estos parámetros, y con los datos del caso práctico del apartado 8.1, y para un módulo de Young  $E = 6.3$  GPa, una resistencia a la tracción  $\sigma_t$  de 3.9 MPa y con una velocidad de propagación de las ondas primarias  $V_p$  de 1815 m/s para barrenos con longitud de carga igual a 15 m, usando la ecuación (34) se obtiene un valor de  $PPV_{crítica}$  igual a 1100 mm/s.

Con la  $PPV_{crítica}$  calculada y los parámetros del estudio de vibraciones  $K = 917.82$  y  $\alpha = 0.202$  se puede hallar entonces usando la ecuación (42) y las concentraciones lineales de cada tipo de barreno (para precorte 0.1 kg/m, para barrenos de diámetro 76 mm 3.63 kg/m, barrenos de 89 mm 4.98 kg/m y barrenos de 102 mm 6.54 kg/m) las distancias hasta donde se alcanzará dicha  $PPV_{crítica}$ . Esto queda reflejado en el gráfico siguiente.

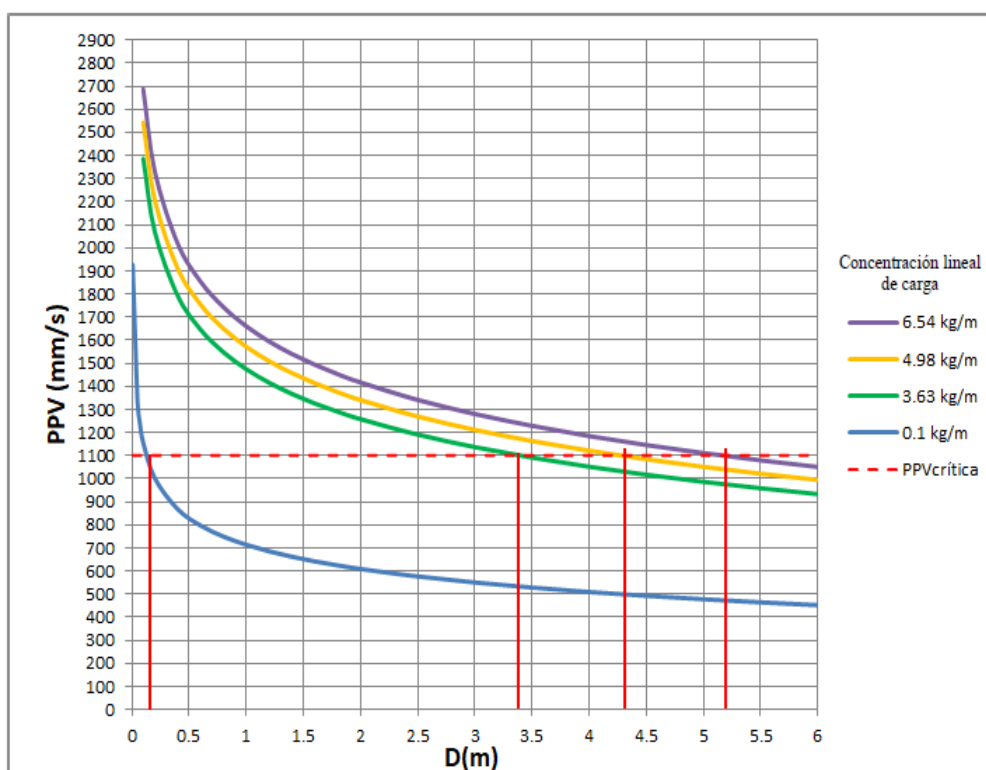


Gráfico 5.1 Abaco de PPV y distancia en función de la concentración lineal de carga según el modelo de vibraciones de Holmberg-Persson.

De esta manera, la distancia a la que alcanzarán el valor de la  $PPV_{crítica}$  para cada tipo de barreno queda distribuida de la siguiente manera:

- Para barrenos de precorte con 0.1 kg/m: la distancia a la que alcanza el valor de PPV igual a 1100 mm/s es 0.13 m.
- Para barrenos de producción de 76 mm de diámetro con 3.63 kg/m: la distancia a la que alcanza el valor de PPV igual a 1100 mm/s es 3.38 m.
- Para barrenos de producción de 89 mm de diámetro con 4.98 kg/m: la distancia a la que alcanza el valor de PPV igual a 1100 mm/s es 4.26 m.
- Para barrenos de producción de 102 mm de diámetro con 6.54 kg/m: la distancia a la que alcanza el valor de PPV igual a 1100 mm/s es 5.15 m.

Si estos datos se reflejan sobre un perfil del esquema de diseño de la voladura, se pueden ver los halos de influencia para un PPV deseado. En el gráfico siguiente se puede observar la influencia de los 4 tipos de barrenos comentados anteriormente.

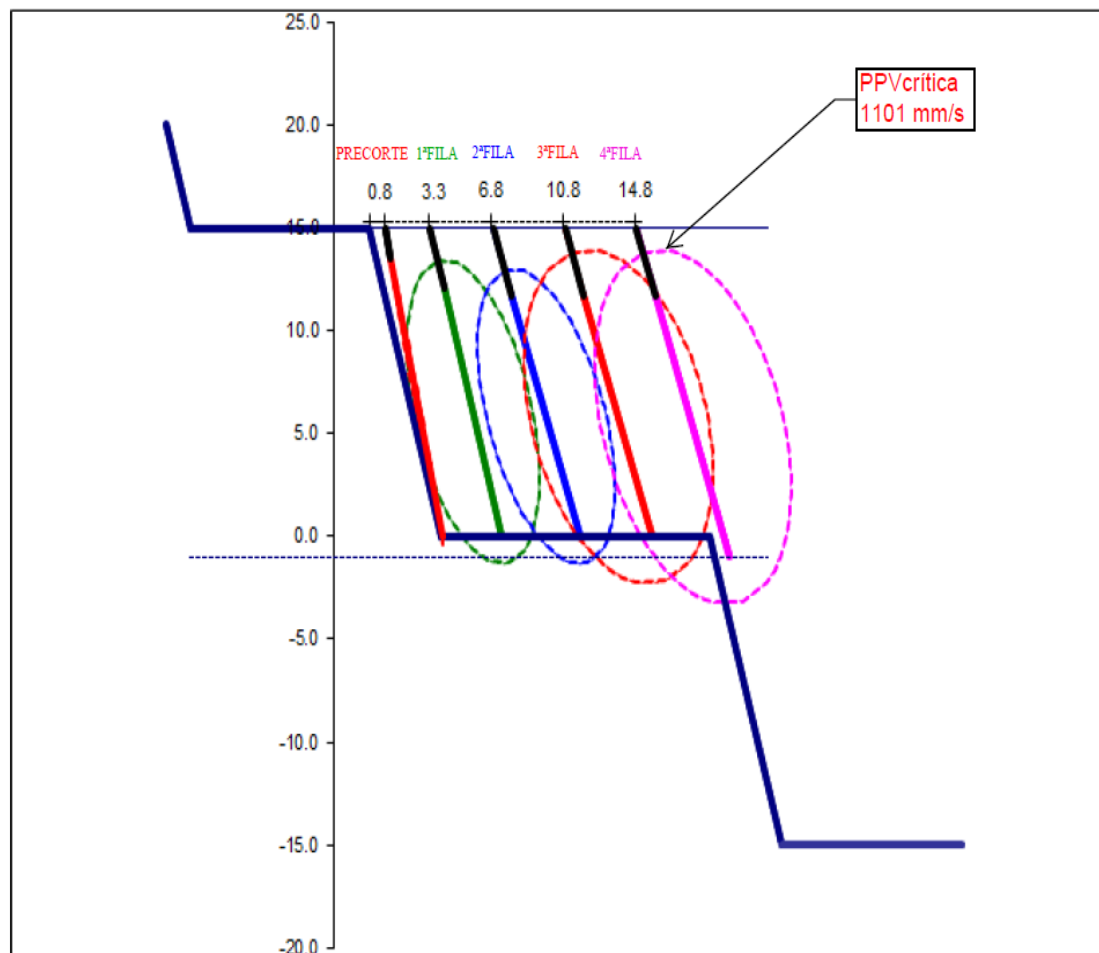
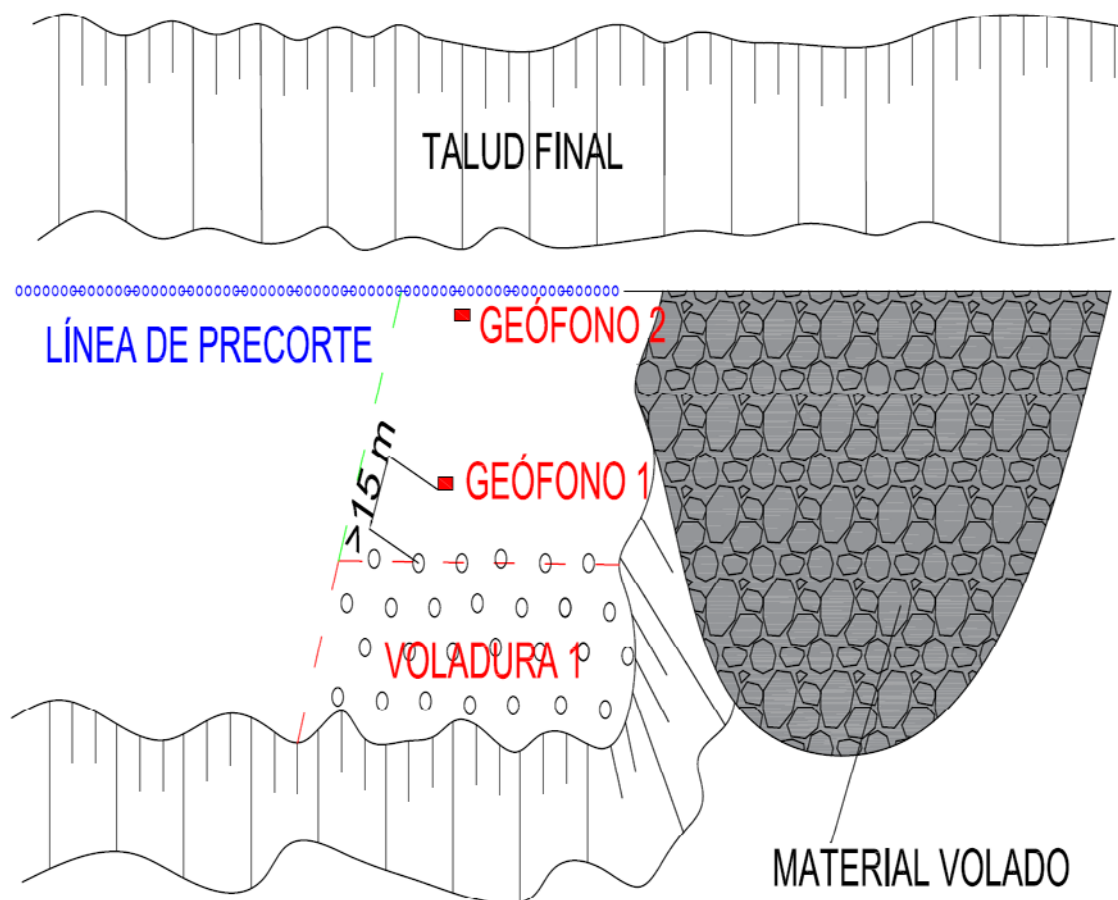


Gráfico 5.2 Halos de influencia de la PPV para diferentes configuraciones de barreno.



#### 5.3.3.4 Estudio de vibraciones para obtención de los parámetros necesarios del modelo de Holmberg-Persson:

La forma de determinar el comportamiento sísmico de un terreno en el entorno de las voladuras es mediante un estudio de vibraciones, de donde obtendremos el valor de los parámetros  $K$  y  $\alpha$  necesarios para poder obtener el modelo de vibraciones en campo cercano de Holmberg-Persson. Para la obtención del estudio de vibraciones se utilizarán los siguientes puntos de medida en las voladuras de producción previas al precorte según el esquema del cuadro siguiente:



Cuadro 5.11 Esquema de posible situación de los geófonos para la realización del estudio de vibraciones.

Situando los dos puntos de medida según el cuadro 5.11 se van obteniendo los datos necesarios a lo largo del banco de trabajo para la obtención del estudio de vibraciones necesario para obtener los valores de las constantes  $K$  y  $\alpha$ .

Mediante diferentes mediciones se elabora una tabla donde quedaran recogidos los valores de la carga de explosivo máxima por retardo utilizado ( $Q$ ), la distancia a los puntos de medición de los sismógrafos ( $D$ ) y la velocidad de vibración alcanzada (PPV). Se muestra a continuación a modo de ejemplo una tabla de registro de los valores obtenidos para el caso práctico 8.1.

Tabla 5.3 Registro de vibraciones para el caso práctico de voladuras para ampliación de carretera.

<b><u>VOLADURA</u></b>	<b><u>Q (kg)</u></b>	<b><u>D (m)</u></b>	<b><u>PPV(mm/s)</u></b>
NA07006	55	32	437
NA07004	57	48	419
NA07010	44	35	398
NA07003	38	37	381
NA07009	36	41	354
NA07015	57	43	407
NA07014	57	38	456
NA07016	55	36	434
NA07004	57	31	496
NA07002	55	34	441
NA07008	55	41	434
NA07011	55	33	451
NA07021	38	41	389
NA07019	57	45	423
NA07023	55	33	433

Partiendo de la ley general de vibraciones:

$$PPV = K \frac{Q}{D^\beta}^\alpha \quad (43)$$

Siendo las constantes  $K$ ,  $\alpha$  y  $\beta$  el factor de velocidad, el factor de la carga explosiva y el factor de atenuación con la distancia respectivamente. Estas constantes se ven influenciadas por la geometría y tipo de las cargas de explosivo, el grado de confinamiento y la geología del terreno, ....

Para su cálculo se realizará una regresión lineal por mínimos cuadrados de los datos tomados en campo de los valores de PPV, Q y D, y a continuación aplicar un intervalo de seguridad del 99% para un coeficiente de correlación superior a 0.75 y un error típico inferior a 0.25.

Usando el término de la distancia reducida (DS) en la ecuación se tiene:

$$DS = \frac{D}{Q^{\frac{1}{\beta}}} \quad (44)$$

Si la ley que se quiere obtener es del tipo:

$$y = a - b \cdot x \quad (45)$$

Tomando logaritmos para ajustar una regresión lineal por mínimos cuadrados, siendo:

$$\log PPV = \log K - \beta \log DS \quad (46)$$

$$y = \log PPV$$

$$x = \log DS$$

$$a = \log K$$

$$b = \beta$$

Dónde:

$$a = \frac{\Sigma y + b \cdot \Sigma x}{n} \quad (47)$$

$$b = \frac{n \cdot \Sigma(x) \cdot (y) - (\Sigma x)(\Sigma y)}{n \cdot \Sigma(x)^2 - (\Sigma x)^2} \quad (48)$$

$n$  = número de registros de voladuras.

Igual que en el modelo de Holmberg-Persson, se mantiene la relación  $\alpha/\beta = 0.5$ .

Así para los datos del caso práctico del apartado 8.1 se obtiene la ley de vibración siguiente:

$$PPV = 825.78 Q^{0.2} \cdot D^{-0.4}$$

Con un coeficiente de correlación lineal de 0.8139 y un error típico de 0.02153.

Aplicando un intervalo de seguridad del 95%, esto quiere decir que el 95% de los datos se encuentran bajo esta recta, significando que la probabilidad de que no se exceda el límite establecido es del 95%, la ley de vibraciones queda como:

$$PPV = 917.82 Q^{0.2} \cdot D^{-0.4}$$

Donde los parámetros buscados para el modelo de Holmberg-Persson son:

$$K = 917.82$$

$$\alpha = 0.202$$

En el gráfico siguiente se puede observar la ley de vibraciones calculada.

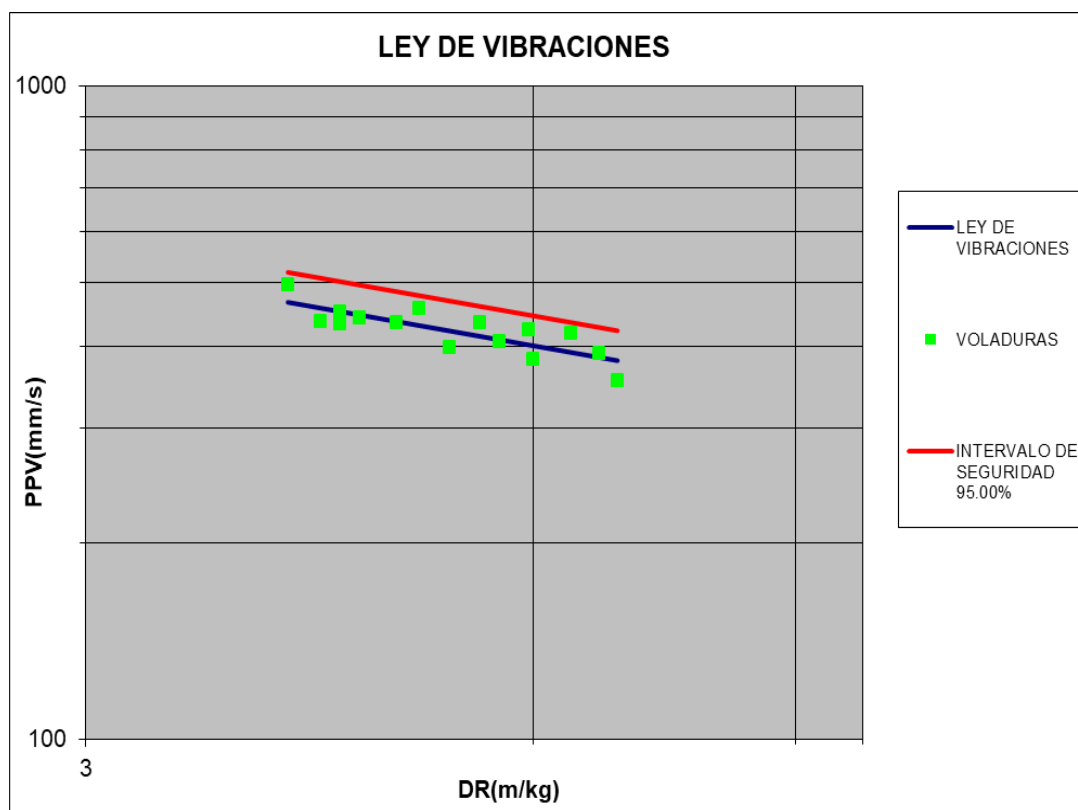


Gráfico 5.3 Estudio de vibraciones para la obtención de los parámetros  $K$  y  $\alpha$ .

#### 5.4 Modificación del diseño de la voladura de producción adyacente a la voladura de contorno:

Una vez que se ha detallado perfectamente los cálculos necesarios para la obtención de las voladuras de contorno y después de una buena realización no se suele prestar atención a las filas de los barrenos de producción, sin ver la influencia que pueden tener sobre el perfil de la excavación final

Es de gran importancia que la calidad del resultado sobre el macizo rocoso se verá afectada por las voladuras adyacentes. En las grandes excavaciones a cielo abierto debido a las necesidades de producción, disponibilidad de equipos o formas de trabajar obliga muchas veces a disparar voladuras de producción sobre el talud final o con gran influencia sobre él, a pesar de diseñar un precorte óptimo, es difícil que la voladura no dañe y sobrepase el límite creado por dicho precorte.

Un buen esquema de voladura de producción adyacente a la de contorno debería de reunir las siguientes características:

- Limitación máxima de 4 filas de barrenos de producción: debido al efecto de confinamiento del material volado entre las filas y que no puede solucionarse añadiendo un incremento del tiempo de retardo entre filas. Se debe evitar el sobreconfinamiento y conseguir un movimiento correcto de la pila de material.
- Distribución de energía correcta: con mejores diseños de voladuras, para evitar sobreconfinamiento, fragmentación inadecuada creando con ello sobretamaños, que a su vez crea niveles superiores de vibraciones, para ello se requiere mallas más cerradas, distribución a tresbolillo, uso de un retacado ajustado que garantice la no creación de

proyecciones en esa zona y sobre todo una correcta perforación evitando en la medida de lo posible grandes desviaciones.

- Profundidad de la perforación: Importante su situación para no dañar la cresta del talud y la berma creada en el nivel inferior. Se busca alcanzar un nivel de banco constante con el área de producción habitual sin creación de repies que crearía problemas en la perforación de los siguientes niveles.

Una vez diseñado el espaciamiento del precorte, el burden (B) o la distancia a la primera fila de barrenos de producción suele calcularse usando la aproximación:

$$B = 1.3 \cdot S \quad (49)$$

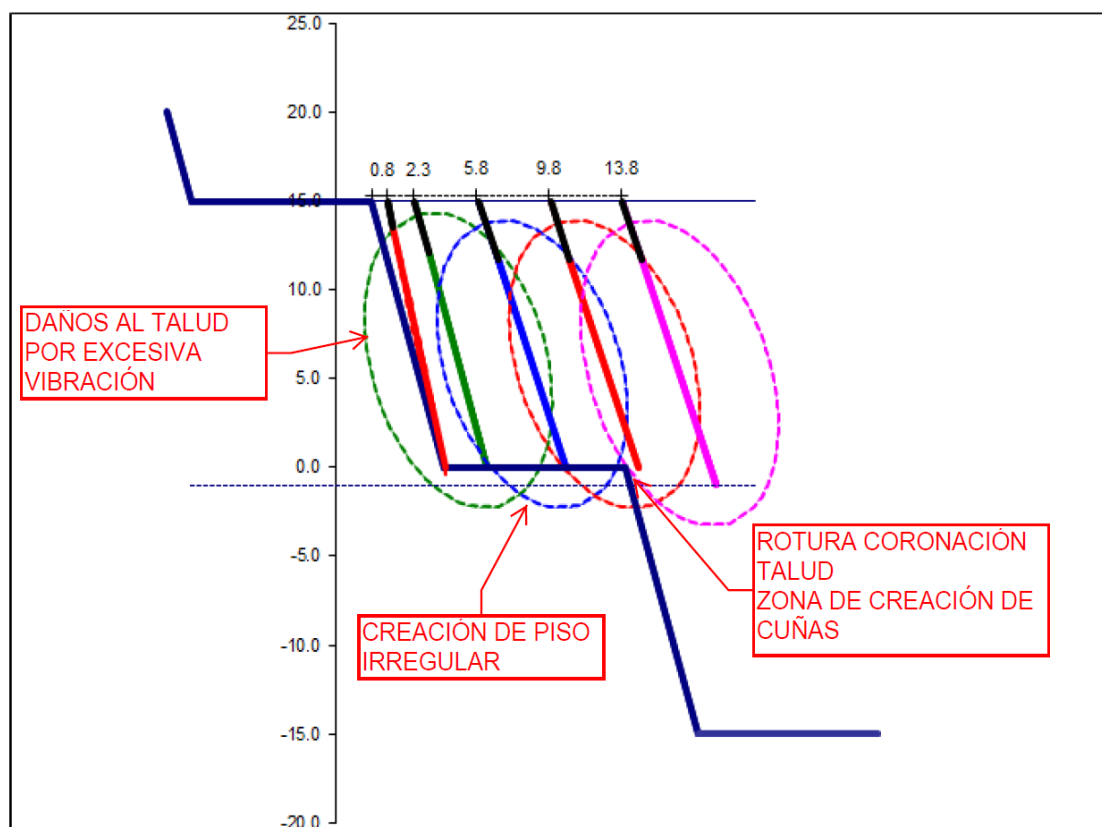
O también:

$$B = (0.33-0.55) \cdot B_{\text{fila producción}} \quad (50)$$

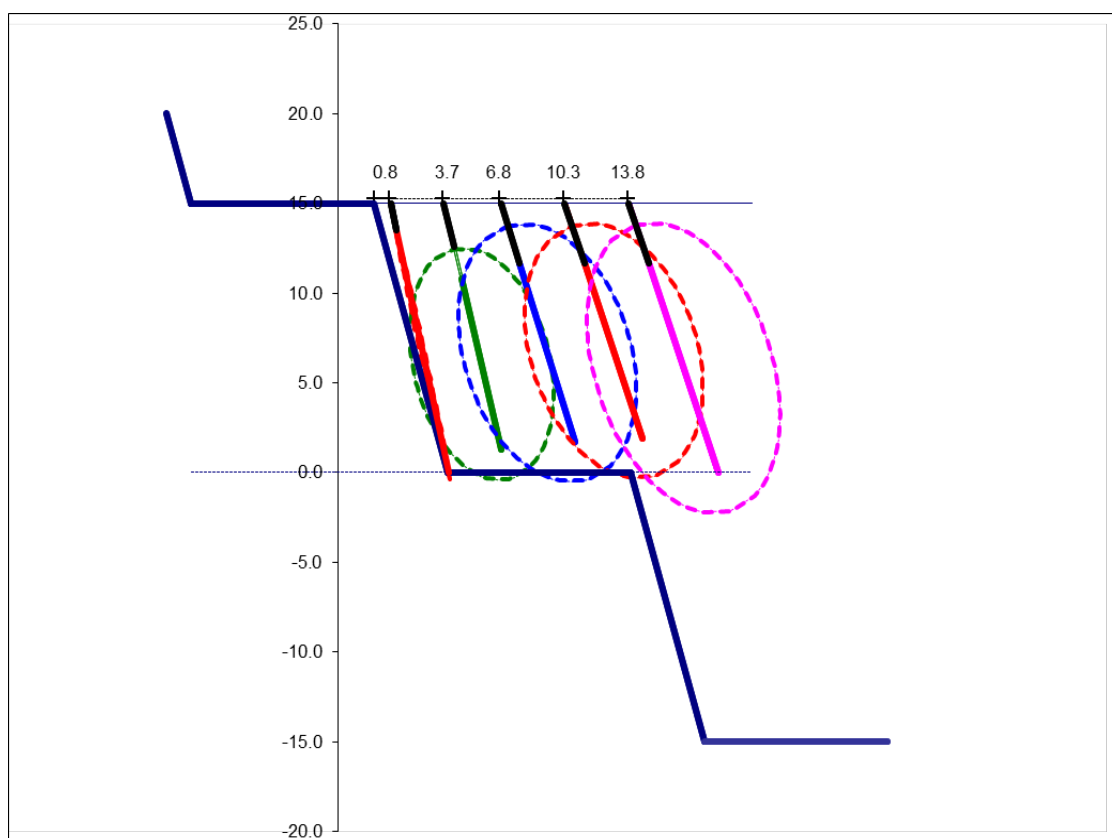
La fila de barrenos amortiguados a su vez debe de reducirse también con respecto a las de producción normal en los siguientes campos:

- Carga por barreno:  $Q_{\text{amortiguada}} = (0.3-0.6) Q_{\text{producción}}$ .
- Consumo específico de explosivo: reducir al 50% respecto al barreno de producción.
- Variables geométricas: Burden y espaciamiento fila amortiguada  $\approx (0.5-0.8)$  Burden y espaciamiento fila de producción

Aunque para evitar posibles sobreroturas en el talud debido a la influencia de las vibraciones o, todo lo contrario, el crear zonas de bloques debida a una pobre fragmentación es mejor utilizar los perfiles del diseño de la voladura con la distribución de los halos de PPV creados para ver las posibles zonas problemáticas. En los cuadros 5.12 y 5.13 se puede observar los daños causados por un diseño deficiente y la corrección aplicada con un nuevo diseño respectivamente.



Cuadro 5.12 Análisis de daños provocados por las voladuras de producción.



Cuadro 5.13 Corrección de diseño para evitar daños a los taludes finales.

El pequeño solape del esperado contorno de daño situado en el pie del talud es requerido para poder facilitar la completa excavación de la línea del pie de la excavación diseñada, y no es considerado un problema respecto a posibles daños al talud, ya que es un punto bajo en la cara del banco.

Las buenas voladuras de contorno requieren por igual centrarse en los niveles de vibración inducidos en el talud final y sus bermas, influencia del confinamiento de la carga debido a una excesivamente alta presión de barreno y atención cuidadosa de la secuencia de iniciación y tiempos de retardo.

Las voladuras de precorte son una parte importante de muchos programas de control de estabilidad de taludes en operaciones de minería a cielo abierto. Su éxito y rentabilidad dependen de una cuidadosa selección del espaciamiento entre barrenos y de la carga explosiva a utilizar. El aumento del uso de barrenos de diámetro relativamente grandes pone su objetivo en una apropiada carga para mejorar el efecto deseado de un plano de corte continuo y cualquier beneficio concurrente tales como amortiguamiento de vibraciones y presiones generadas por los gases de detonación.

En el anexo nº3 se incluye un diseño de voladura detallado con la distribución geométrica de los barrenos, así como el diseño de las cargas.

### **5.5 Efectividad de la voladura de precorte como barrera frente a las vibraciones:**

Es bien conocido que las familias de discontinuidades, diaclasado y planos de fractura natural del macizo rocoso pueden detener la propagación de las fracturas causadas por las voladuras, incluso cuando esas mismas fracturas ocasionadas por las voladuras son deseadas (como es en el caso del precorte). A través de diversos ensayos en campo se demuestra que el precorte proporciona una resistencia a la propagación de las grietas más allá del límite perimetral, según Bechtell (1975) [18]. Con esto en mente, se desarrolló la idea de que el plano de fractura generado por el precorte podría funcionar como una barrera que atenuase o detuviese las vibraciones generadas por la voladura al talud de la excavación, tanto como de la misma manera hacía con la propagación de las grietas causadas.

Desafortunadamente, en la realidad esto no es del todo cierto cuando se aplica para un precorte normal. Si el precorte está realizado cuidadosamente para que un único plano de fractura se desarrolle, en comparación con una amplia zona triturada o con un espacio abierto, no hay ninguna explicación técnica por la que se pueda considerar como una barrera estimable frente a las vibraciones. Según LeJuge et al. (1994) [19] no se presentaron ningún efecto de filtro apreciable a través del plano de fractura creado por el precorte.

Un plano de fractura convenientemente desarrollado no diferirá mucho de la mayoría de familias de discontinuidades comunes que puede haber dentro de la estructura de un macizo rocoso. Estas familias de discontinuidades, así como las diferentes capas de materiales rocosos, foliaciones y demás son parte de un macizo rocoso normal y no deberían de considerarse como causantes del posible aislamiento frente a las vibraciones.

Para desarrollar una barrera frente a las vibraciones que pudiese tener un efecto apreciable en la reducción de la vibración, se debe de generar una zona altamente fracturada o triturada de anchura notable, siendo en todo caso el resultado lo más parecida a una voladura en zanja. Por supuesto un espacio abierto proporcionaría una



buena barrera (sea artificial o de manera natural), mientras que una junta cerrada o un plano de fractura del precorte estrecho no lo haría. Incluso los espacios abiertos proporcionan solamente una limitada barrera en la zona próxima, aunque por supuesto las ondas sísmicas pasarán por debajo y alrededor de dicho espacio abierto.



Cuadro 5.14 Plano de fractura del precorte visto en superficie.

En realidad, si una voladura de precorte está diseñada y ejecutada correctamente para el propósito de preservar el talud final en la mejor forma posible, se generará una grieta comparable en apariencia y características a la mayoría de juntas naturales. No hay ningún razonamiento teórico por el que las vibraciones del terreno se puedan inhibir más efectivamente que las propias juntas y discontinuidades naturales del macizo rocoso. Para que resultase más efectivo se requeriría una fracturación severa o pulverización de una zona significativa de roca, dejando un espacio abierto permanentemente. Incluso así, el resultado solo tendría un efecto en sus proximidades más cercanas. Las voladuras que se disparasen en cotas inferiores producirían ondas sísmicas que fácilmente circunvalarían esta zona. Y si el emisor y el receptor de estas ondas sísmicas estuviesen ambas a una distancia considerable de esta zona, podría fácilmente traspasarla a través de la difracción de las ondas, incluso si la elevación ocurre al mismo nivel de cota.

A menudo, debido al excesivo confinamiento de las cargas de precorte, la vibración generada por la acción del precorte excede la intensidad de vibración que la propia línea del precorte intenta atenuar.

## 5.6 Uso de barrenos guía:

Durante mucho tiempo ha sido práctica común el uso de barrenos guía colocados entre los barrenos cargados de la voladura de contorno. Esta práctica está basada en la idea de que esos barrenos guía (barrenos sin carga explosiva alguna) ayudarían al desarrollo del plano de fractura de la voladura de precorte. Sin embargo, en pruebas y ensayos realizados tanto en campo como en laboratorio según Oriard (1981) [20] no se han podido demostrar un significativo beneficio al utilizarse dicha práctica de añadir

barrenos sin cargar entre los barrenos cargados en la voladura de precorte. El resultado se puede explicar de la siguiente manera: cuando una onda de tensión atraviesa el barreno guía más cercano, se puede formar una fractura en el barreno guía y desarrollarse una corta distancia más allá de él. Pero la causa principal en el crecimiento y desarrollo de las fracturas no es la onda de tensión, sino los gases producidos en la detonación del barreno cargado. Las fracturas no se propagan a la misma velocidad que las ondas de tensión, el mecanismo que las origina y desarrolla es la expansión de los gases producidos en la detonación con una propagación de aproximadamente el 30% de la velocidad de la onda de cizalladura. Cuando los gases llegan al barreno guía más cercano, se produce un venteo en ese barreno, con la consiguiente pérdida de energía provocando que el desarrollo de la fractura pueda llegar a detenerse. En las pruebas y ensayos realizados se ha demostrado que utilizando un espaciamiento entre barrenos de 5 veces el diámetro del barreno o superior no resulta de ninguna utilidad (esto sería, por ejemplo, en el caso más habitual de barrenos de precorte con diámetro de 89 mm, un espaciamiento de 0.445 mm). Es preferible que en lugar de usar un espaciamiento mayor entre barrenos de contorno intercalando un barreno guía entre ellos, se utilice una carga ligera de explosivo en los barrenos de contorno con espaciamiento menor y sin intercalar los barrenos guía.

Por otro lado, el uso de la perforación en línea (esto es, barrenos perforados con un espaciamiento muy reducido o siendo tangentes entre ellos) permite un exitoso plano de fracturación guiado.

La situación adecuada de empleo de estos taladros guía sería cuando se vaya a realizar voladuras de contorno no lineales, esto es, en las que se puedan dar casos de encontrarse esquinas de 90°. Casos de aplicación de esto puede ser el desarrollo de los laterales de la excavación en trinchera y cara de emboquille de un futuro túnel.

### 5.7 Comparativa de resultados con estudios recientes:

Recientemente se han desarrollado innovaciones en el campo de las voladuras de contorno. Una de ellas es el desarrollo por parte de Calvin Konya y Anthony Konya (2016) [20] de un nuevo método denominado como “Precision Presplitting”, en el que mediante mejoras en las voladuras de precorte empleando una carga selectiva se logran resultados satisfactorios incluso en macizos rocoso débiles.

Resultado de varios ensayos han relacionado según el tipo de roca y su módulo de Young una constante de precorte (K) que va asociada a la cantidad de explosivo a utilizar para el desarrollo del precorte y a su vez para el cálculo del espaciamiento óptimo.

Según sus ensayos, queda reflejado a modo de ejemplo en la siguiente tabla los valores de la constante K para diferentes tipos de roca

Tabla 5.4 Constante de precorte K. Fuente Konya(2016) [20].

TIPO DE ROCA	CONSTANTE K	MODULO DE YOUNG (GPa)
Granito	76	40
Caliza	86	32
Pizarra	116	20
Arenisca	127	15
Limolita	201	8.5

La constante K se obtiene según:

$$K = (40579/E)^a \quad (51)$$

Siendo:

E: módulo de Young en GPa.

a: coeficiente cuyo valor varía entre 0.525 y 0.625, usándose 0.575 como valor medio

A continuación, se puede relacionar la carga lineal L (g/m) con el espaciamiento S (m) y la constante K de la siguiente manera:

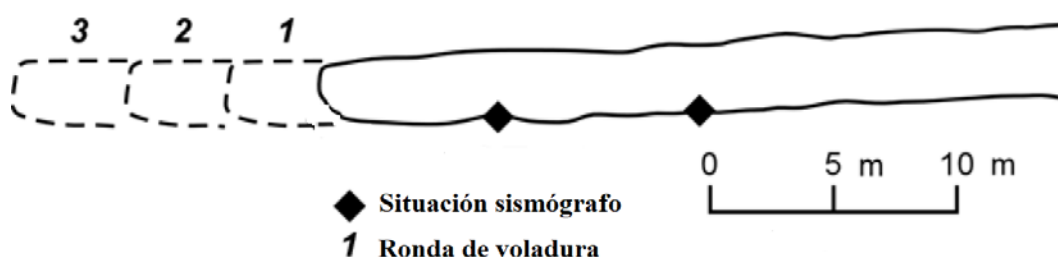
$$L = 1488.165 \cdot \left( \frac{S}{0.0254 \cdot K} \right)^2 \quad (52)$$

Tomando los datos de partida del caso 8.1 para cordón detonante de 100 g/m y módulo de Young de 6.3 GPa, se obtiene un espaciamiento de 1.02 m, obteniendo un valor muy próximo al espaciamiento de 1.05 m obtenido por los cálculos desarrollados en este estudio.

### 5.8 Cálculos para voladuras de recorte (interior):

Los taladros perimetrales o de contorno son importantes pues de ellos dependerá la forma perimetral de la excavación resultante. Lo ideal es que la forma real del perímetro del túnel sea lo más parecida posible a la teórica, aunque las irregularidades y discontinuidades de la roca dificultan dicho objetivo. Cuando se realiza la voladura de recorte, la voladura de destroza debe de producir en el macizo rocoso remanente el nivel de vibraciones que no genere ningún daño en la roca, ya que ello provocará la sobreexcavación del perfil de excavación proyectado con la consiguiente elevación de los costes por sostenimiento, gunitado, horas de trabajo, ... que conlleva.

Para evitarlo se realizará el mismo tipo de estudio de  $PPV_{crítica}$  que en las voladuras de precorte, en los que controlando la carga lineal por barreno se hallaran la carga y la geometría correcta para no superar dichos niveles, como en el caso de las voladuras de precorte. La medición para el estudio de vibraciones se podrá realizar mediante la colocación de los sismógrafos a unas distancias establecidas aproximadamente como queda reflejada en el cuadro siguiente. Para evitar posibles daños por alcance de proyecciones, la mejor forma es la de situarlos en unos pequeños nichos elaborados en las paredes de los laterales de la excavación.



Cuadro 5.15 Colocación de los sismógrafos en túnel.

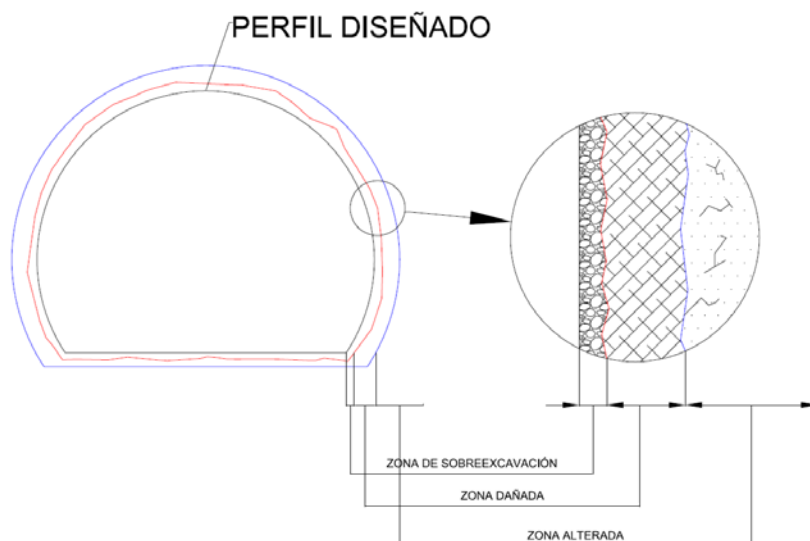
La diferencia entonces con la técnica del precorte radica en el diseño de las filas de barrenos amortiguados mediante el cálculo del radio crítico de daño al macizo rocoso para obtener así el espaciamiento óptimo entre los barrenos de recorte. Todo ello se describe en el apartado 5.8.2.

#### 5.8.1 Zonas de daños según el perfil de excavación:

En los trabajos con voladuras es inevitable el causar daños al macizo rocoso adyacente, pudiendo provocar la creación de sobreexcavaciones. Estas sobreexcavaciones no solo hacen peligrar la seguridad estructural del macizo rocoso, sino que también conllevan un aumento de costes y retrasos en el tiempo de ejecución ya sea de la obra o de la explotación.

Mediante las labores de perforación y voladura se daña el macizo rocoso debido a la formación de una red de fisuras que tienden a dar problemas de seguridad referentes a la estabilidad de las paredes creadas. La zona dañada de un macizo rocoso (como se puede ver en el cuadro 5.1) que rodea a la apertura subterránea consta de 3 zonas:

- Zona de sobreexcavación
- Zona dañada
- Zona alterada



Cuadro 5.16 Zonas de daño al macizo rocoso inducidas por voladuras alrededor de una excavación subterránea.

La zona de sobreexcavación representa la zona más allá de la línea de excavación mínima del perímetro diseñado, siendo zona de alta probabilidad para el desprendimiento de bloques del macizo rocoso remanente. Se define como la diferencia de excavación entre el perfil teórico y el perfil excavado. La zona de sobreexcavación suele aproximarse a un rango de valores del 5%-30%, lo cual conlleva un aumento de ciclo de trabajo de la operación de excavación, y a su vez esto mismo supone un aumento de costes.

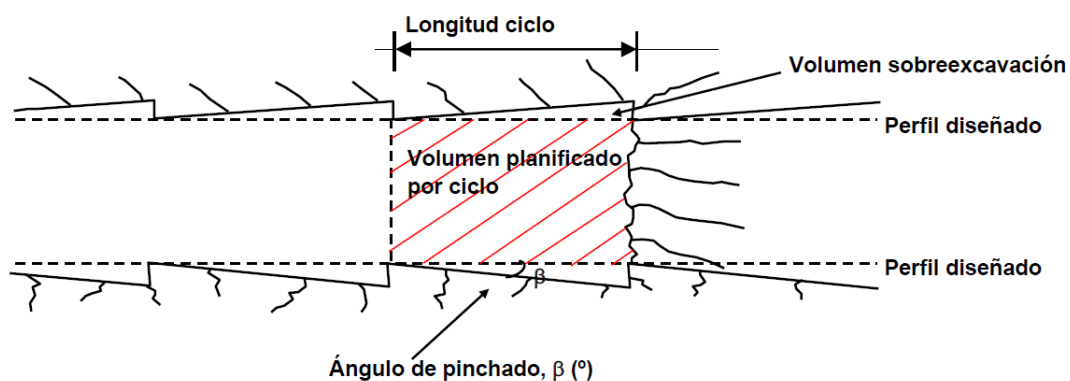
La evaluación de la sobreexcavación en túneles adquiere una gran importancia a la hora de poder minimizar los ciclos de operación (menor espesor de hormigón proyecto, menor sostenimiento, ... traduciéndose en menor tiempo operacional). Tiene influencia sobre la mayor o menor magnitud de sobreexcavación los parámetros geotécnicos, el

diseño de la voladura y las características de los explosivos utilizados. Los factores que influyen sobre la calidad del perímetro de la excavación realizada pueden ser clasificados en tres categorías: geología, precisión de la perforación y diseño de los barrenos perimetrales y fila de barrenos amortiguados (sobre todo en cuanto a espaciamiento y carga).

Dentro de la sobreexcavación, hay un límite acordado debido al ángulo de pinchado de los barrenos de contorno respecto a la línea teórica de sección de la excavación, cuya función es la de que en cada ronda voladura el túnel permanezca con una sección constante que permita posicionar el brazo de perforación para poder realizar los barrenos necesarios para el siguiente avance, en caso contrario la sección iría reduciéndose cada vez más



Cuadro 5.17 Ángulo de pinchado del brazo de perforación para los barrenos de contorno de la corona.



Cuadro 5.18 Representación del volumen de sobreexcavación debido al ángulo de pinchado.



La zona dañada es la inmediatamente próxima a la de sobreexcavación, es una zona de influencia alrededor de la excavación. En esta zona tienen lugar los cambios irreversibles en las propiedades del macizo rocoso debido a la presencia de una red de microfracturas y fracturas inducidas por el proceso de voladura y excavación. La zona se caracteriza por el deterioro de las propiedades mecánicas y físicas.

La zona alterada es la zona donde los cambios en las propiedades del macizo rocoso son inapreciables y/o reversibles. En esta zona los cambios que acontecen son los relacionados con el estado tensional y la permeabilidad hidráulica.

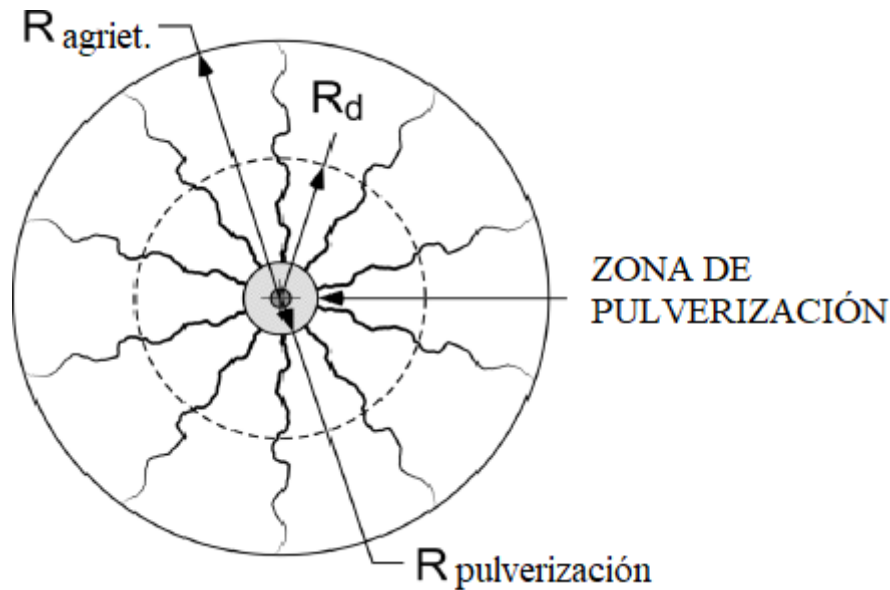
El daño inducido por voladura al macizo rocoso circundante, ya sea en forma de sobreexcavación o por zona dañada o por ambas, depende significativamente del estado del macizo rocoso (tomándose como referencia el valor de la clasificación Q de Barton para su caracterización). Esto puede traducirse en que la sobreexcavación media es mayor para un macizo rocoso con un índice de Q bajo y viceversa. En el caso de un macizo rocoso con roca buena (índice Q entre 10 y 40), la sobreexcavación media puede alcanzar valores aproximados del 6%. (Verma y Singh, 2018) [22].

La sobreexcavación causada por los barrenos de contorno puede reducirse con un avance óptimo en cada pega, debido a la disponibilidad de una mejor cara libre y menor piedra en los barrenos de contorno. Con mayores avances se pueden reducir los impactos negativos de los barrenos de contorno, pero esto no quiere decir que si se aumenta la longitud de los barrenos se reduce la sobreexcavación. Por ejemplo, si en una pega se tienen barrenos con profundidad de 3.4 metros y se obtiene un avance de 3.1 metros causará probablemente menor sobreexcavación que si se hubiese obtenido un avance de 2.6 metros. Avances mayores mejoran la utilización de la energía del explosivo en cuanto a fragmentación y desplazamiento del material a volar. Por otro lado, la energía no utilizada será convertida en vibraciones que afectarán al macizo rocoso circundante (generando las sobreexcavaciones, apertura de grietas, formación de posibles cuñas, ...). Con avances por pega mayores se consiguen mayores caras libres para una mejor utilización de la función de los barrenos de contorno, asegurando una iniciación secuencial de los barrenos y un corte progresivo que consigue un menor daño a la roca de la excavación realizada.

Según los criterios utilizados internacionalmente se recomienda unos valores de 150-200 mm de sobreexcavación en la sección de la bóveda y 100-150 mm en la sección de los hastiales (Cunnigham & Geotzsche, 1990 [23]; Korean Highway Corporation, 2002 [24]; Mandal & Singh, 2005 [25]).

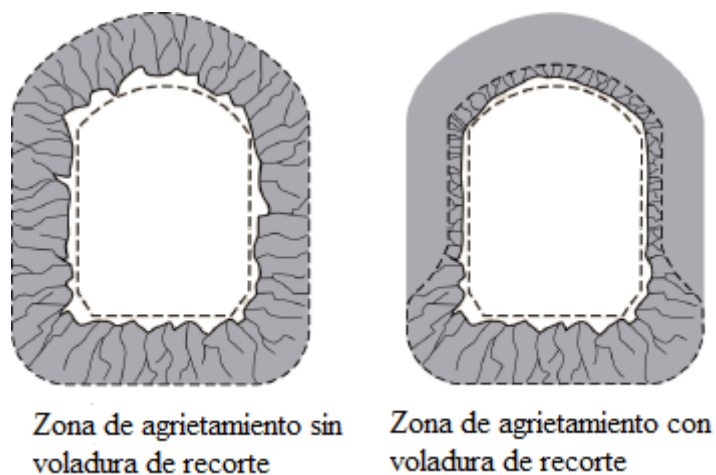
#### *5.8.2 Cálculo del espaciamiento óptimo de los barrenos de recorte a partir del radio crítico de daño al macizo rocoso de la fila de barrenos amortiguados:*

El éxito del control del contorno en las excavaciones subterráneas depende fundamentalmente, no de la voladura de recorte, sino del diseño de la fila de barrenos amortiguados próxima a esta. Todo ello es debido al concepto de radio de daño ( $R_d$ ), que no se debe confundir con el alcance del burden. El radio crítico de daño se encuentra entre el radio de agrietamiento y el radio de pulverización, en una zona intermedia entre los dos.



Cuadro 5.19 Representación de los radios de agrietamiento, pulverización y radio crítico de daño en un barreno.

La voladura de recorte intenta reducir la distancia a la que la zona de daño se extiende hacia el límite de la excavación.



Cuadro 5.20 Comparación de zonas de agrietamiento de voladuras con y sin recorte.

En este caso el diseño de la voladura entera se efectúa por fases. El orden es el siguiente:

- Fase 1: Diseño de la fila de barrenos amortiguados con el radio de daño  $R_d$  calculado para este tipo de barreno, en función de su diámetro y de la carga explosiva utilizada.
- Fase 2: Se añaden los barrenos de recorte entre los espacios donde no interceptan los radios de daño de los barrenos amortiguados. El espaciamiento entre barrenos es igual a  $(1.3-1.5) \cdot R_d$ .
- Fase 3: Se añaden las zapateras.



-Fase 4: Se añade el cuele.

-Fase 5: Se añaden los barrenos de destroza necesarios para rellenar el frente del túnel.

El cálculo del radio de daño  $R_d$  según Hustrulid y Johnson (2008) [26] se estima según:

$$R_d/r_h = 25 \cdot \sqrt{\frac{P_b}{P_{Anfo}}} \cdot \sqrt{\frac{2.65}{\rho_{roca}}} \quad (53)$$

Dónde:

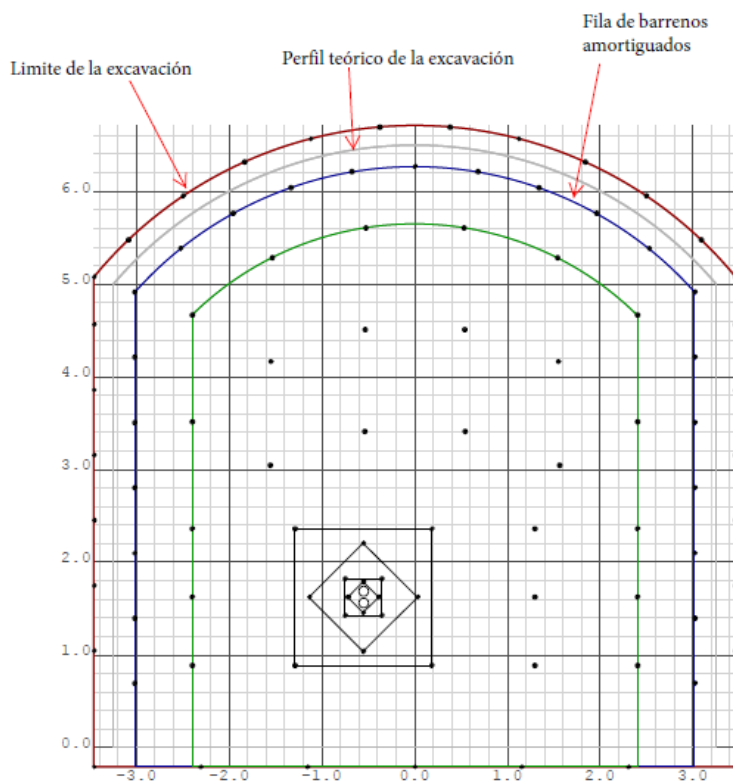
$P_b$ : Presión de barreno (MPa), ya sea la carga acoplada o desacoplada. Se calcula como en el apartado 5.2.

$P_{Anfo}$ : Presión de detonación del ANFO. Para una densidad de 0.82 g/cm<sup>3</sup> y velocidad de detonación de 3900 m/s, su presión de detonación es 1560 MPa.

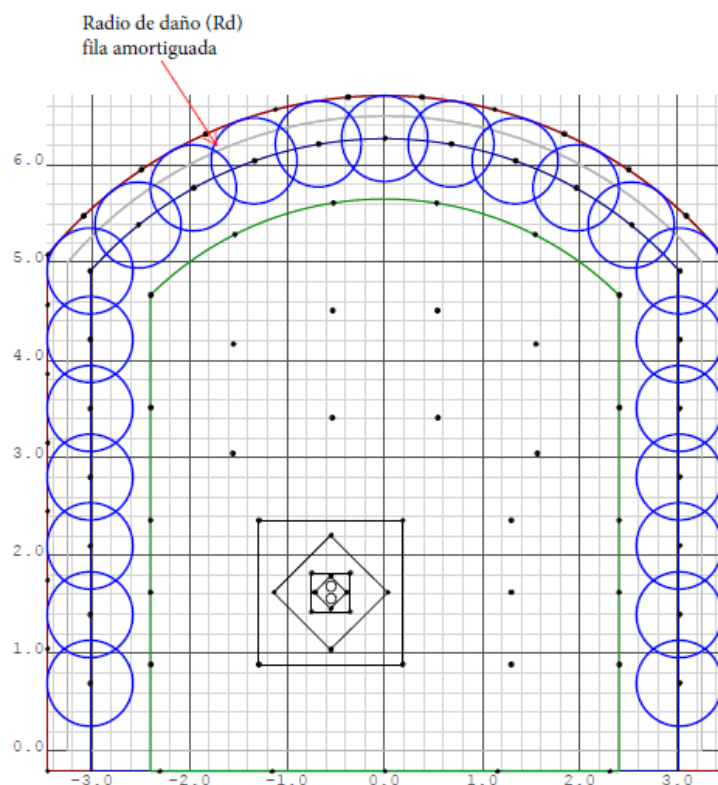
$\rho_{roca}$ : Peso específico de la roca (g/cm<sup>3</sup>).

$r_h$ : Radio del barreno (m).

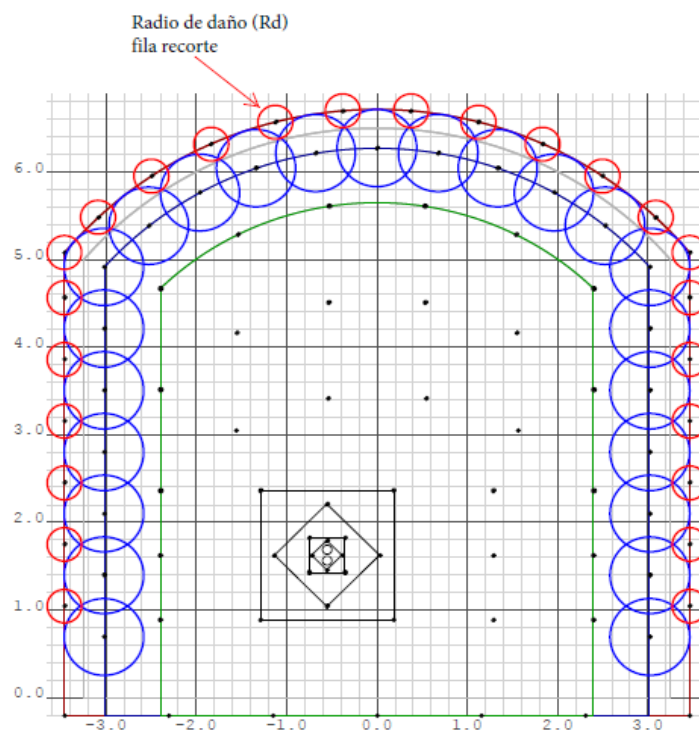
Una vez calculado  $R_d$ , se puede obtener los espaciamientos de cada barreno del recorte. En los siguientes cuadros se puede ver reflejada la secuencia de diseño.



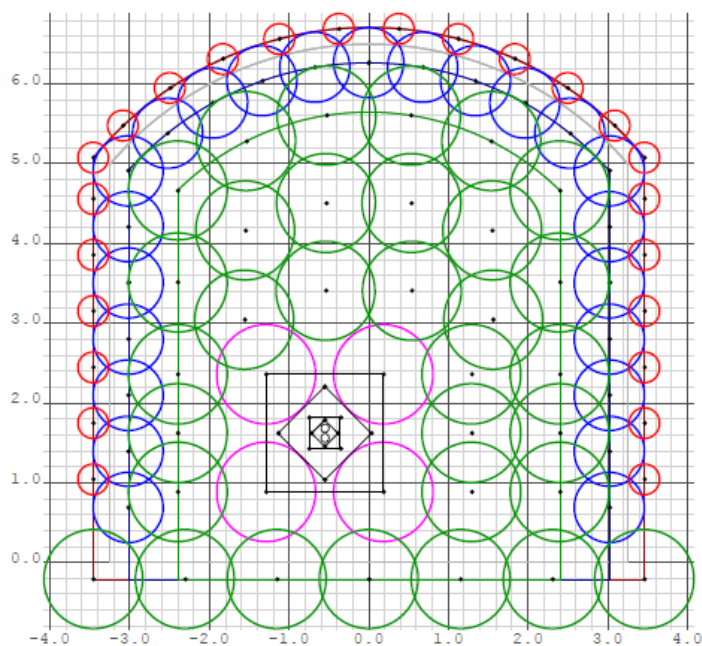
Cuadro 5.21 Situación de la fila de barrenos amortiguados (Fase 1).



Cuadro 5.22 Radio de daño de los barrenos amortiguados.

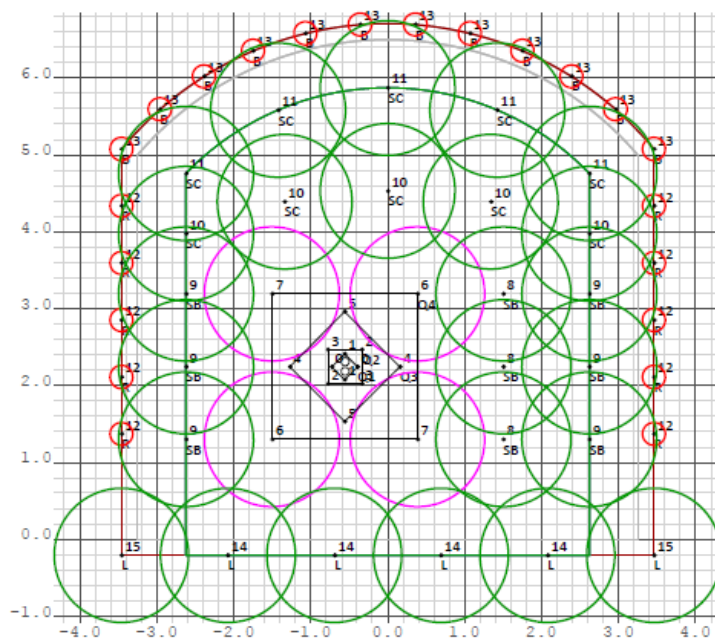


Cuadro 5.23 Colocación y radio de daño barrenos recorte (Fase 2).



Cuadro 5.24 Colocación y radio de daños zapateras, destroza y cuele (Fase 3,4 y 5).

De la misma manera que para las voladuras de precorte, se puede realizar también el modelo de Holmberg-Persson de daño por vibraciones. Los datos necesarios y el cálculo de ellos siguen la misma metodología descrita anteriormente.



Cuadro 5.25 Representación de halos de daños por vibraciones según el modelo de Holmberg-Persson.

En el anexo nº3 se encuentra un diseño completo con el detalle de la carga de barrenos y la secuencia de salida.

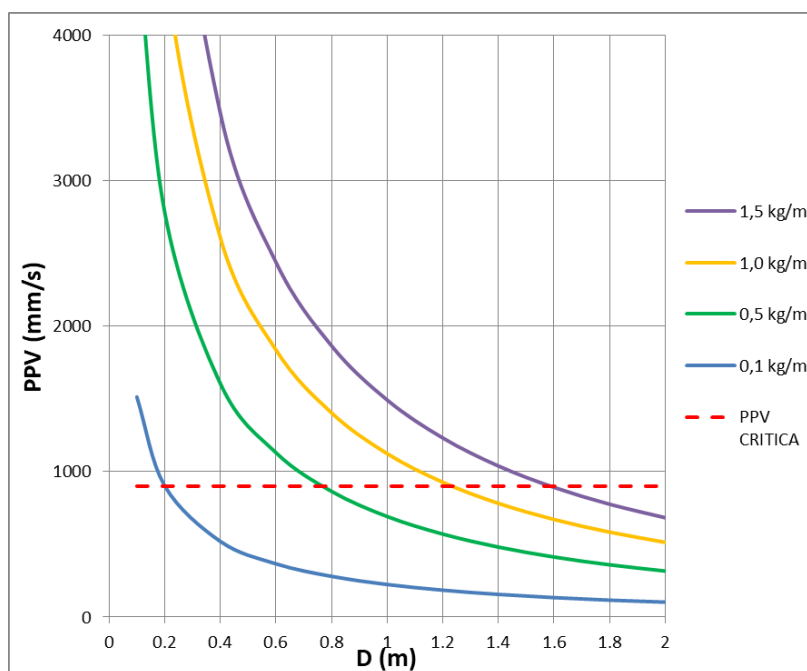


Gráfico 5.4 Abaco de PPV y distancia en función de la concentración lineal de carga según el modelo de vibraciones de Holmberg-Persson para túneles

## 6. DATOS GEOMECÁNICOS NECESARIOS PARA LOS CÁLCULOS DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO:

### 6.1 Datos necesarios obtenidos del macizo rocoso:

El diseño de las voladuras debe partir de un conocimiento de las propiedades de los macizos rocosos que se desean fragmentar bajo la acción de los explosivos. Las operaciones de arranque de rocas con explosivos, a cielo abierto o subterráneas, necesitan de una caracterización adecuada de los macizos rocosos para obtener buenos resultados, fundamentados en unos costes bajos, reducidos consumos específicos de explosivo y limitados efectos secundarios sobre el medio ambiente circundante. Las dificultades principales que se presentan en el proceso de optimización residen en la caracterización realista de los macizos rocosos, con el fin de hacer intervenir la variabilidad de sus propiedades, o su grado de fracturación y, sobre todo, entender correctamente como es la interacción con la energía liberada por los explosivos para alcanzar la fragmentación deseada.

Del conocimiento de esa interacción resultan informaciones esenciales para el proyecto de ingeniería de voladuras, a través de los valores asignados a las variables controlables que intervienen en el fenómeno. Como es obvio, la calidad de ese proyecto, medida a través de la aproximación de los resultados de cada voladura a los pretendidos, depende del mayor o menor cuidado con que sea realizada la caracterización de los macizos rocosos.

Según los cálculos realizados anteriormente, los datos necesarios para su desarrollo son los siguientes:

- Resistencia a compresión ( $\sigma_c$ ) y tracción de la roca ( $\sigma_t$ ).
- Velocidad de propagación de las ondas primarias ( $V_p$ ) y secundarias ( $V_s$ ).
- Módulo de Young ( $E$ ) y coeficiente de Poisson ( $\nu$ ).

La forma de obtener estos datos se describirá a continuación en los siguientes apartados.

### 6.2 Uso de estaciones geomecánicas:

Una estación geomecánica se puede definir como un conjunto ordenado de observaciones (orientación de juntas, litología, resistencia de la roca, ...) realizado en un entorno con el objetivo de valorar las características geomecánicas del macizo rocoso. Se establecen tantas estaciones geomecánicas como zonas diferenciadas o tipologías constructivas se reconozcan claramente. Habrá ocasiones en las que basten unas pocas estaciones geomecánicas para el propósito del trabajo, otras veces en las que su número será elevado debido a la heterogeneidad del terreno en el que se realicen las operaciones de trabajo. Su distribución y número vendrán dadas entonces por las variaciones o no detectadas sobre el terreno.

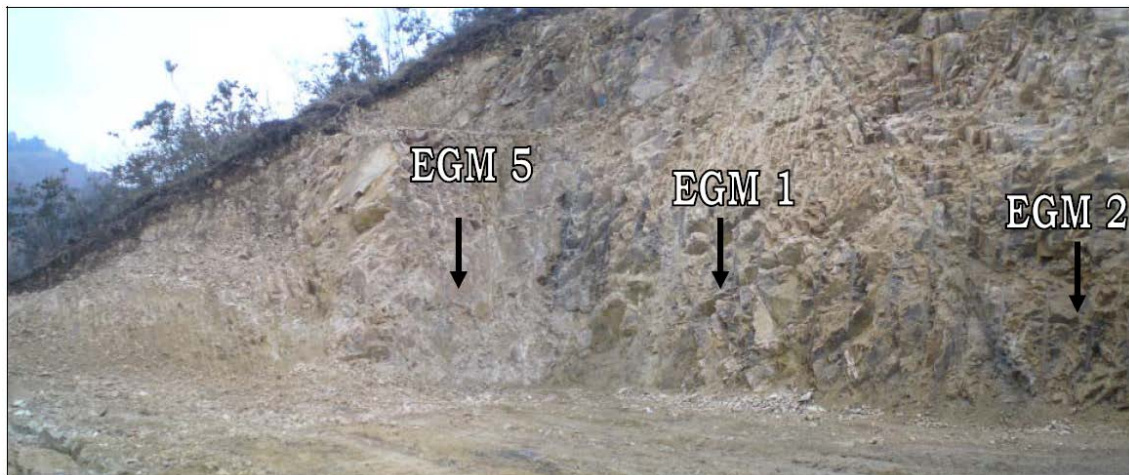
Cuando se elabora la plantilla de una estación geomecánica se debe de rellenar de la forma más precisa y completa posible (ver anexo nº6 con los modelos de plantillas de estaciones geomecánicas tanto de trabajos en taludes como en frentes de excavaciones subterráneas). Con los datos de estas estaciones se podrá realizar el estudio necesario para la optimización de las voladuras de contorno. Aprovechando el trabajo realizado para el área de geotecnia en las diferentes labores (ya sea en explotación minera o en



obra pública), se pueden extraer los datos útiles para los cálculos y establecer una eficaz integración y comunicación entre departamentos compartiendo información.

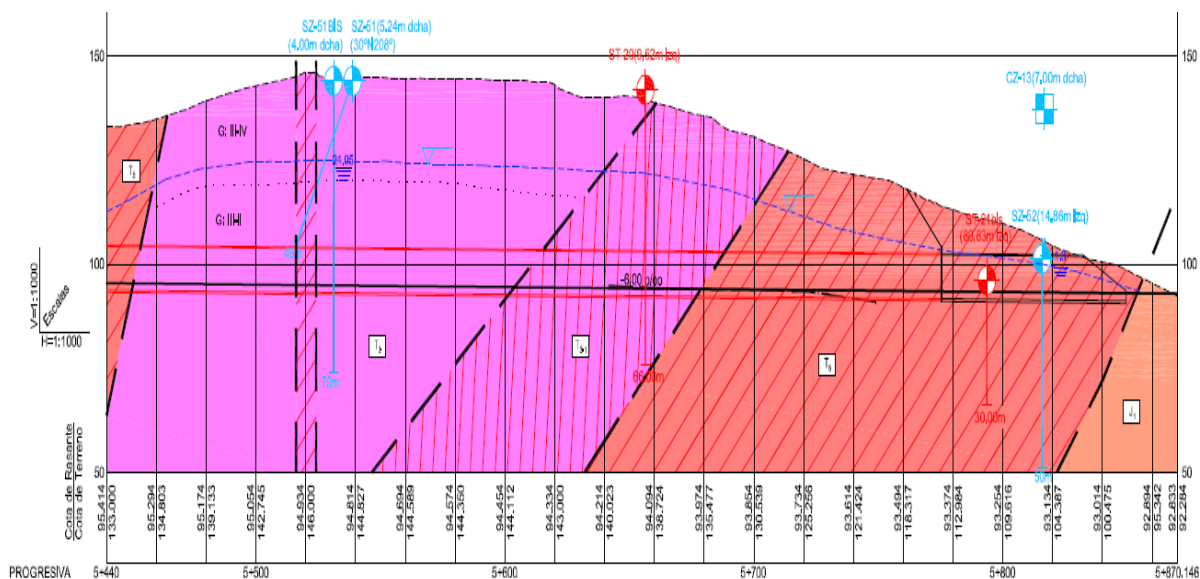


Cuadro 6.1 Estación geomecánica marcada sobre el talud de estudio con familias de diaclasas.



Cuadro 6.2 Talud con estaciones geomecánicas separadas 10 metros.

Las estaciones geomecánicas para los frentes de túnel se realizarán sobre el frente propiamente dicho, la clave y los hastiales tras las voladuras. Es muy importante asegurarse de haber tomado todos los datos de campo necesarios ya que debido a la naturaleza de este tipo de trabajos resulta imposible volver al punto de medición ya que tras la voladura se realiza la retirada del material y posterior sostenimiento (con gunitado la mayoría de las veces).



DATOS GEOLOGICOS RELEVANTES	LITOLOGIA	T5	T3	T4	T3	T3 OTRAS MICROFISURADAS Y T4	T5	T5 ZONA TECTONIZADA BRECHA DE ARCILLA CON NIVELES DE YESOS,	J4 CALIZAS Y BRECHAS DE CALIZAS CARSTIFICADAS,
	ESTRUCTURA GEOLOGICA D. BUZAMIENTO/BUZ.	FALLAS				FALLAS			
		TRAMOS SECOS							

CONDICIONES GEOLOGICAS	RMR	84-89	87-90	Sudo		
	Q	0,86-0,80	0,45-1,04	0,78		
	CLASE DE TIERRÓN RMR	MALO IV	MALO IV	MUY MALO V		

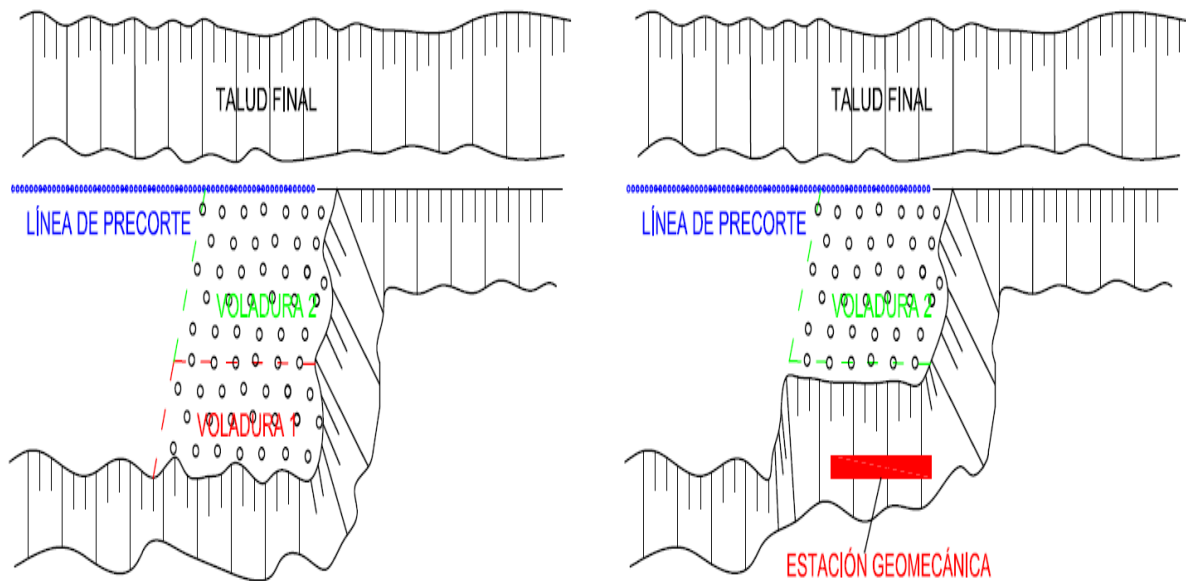
METODO CONFINADO	METODO DE EXCAVACION	PERFORACION Y VOLADURA		MECANICA: PALA, ESCARIFICADOR, ETC.		CIELO ABIERTO
	SOSTENIMIENTO PROPUUESTO	S4V	S4II	S4V	S4E	
	SOSTENIMIENTOS ESPECIALES	PPM		PPM	PARAGUAS EMBOLM.	
	TRATAMIENTOS ESPECIALES	DF		DF		
	MONTERA	54	44	44	18	
	OBSERVACIONES	TECTONIZACION		TECTONIZACION		TECTON. EMBOLM.

PPM: PARAGUAS PROTECCION MOCAPLOTES.
PPB: PARAGUAS PROTECCION BULONES.
DF: DRENAJE PREVIO DEL FRENTE.
DEP: DRENAJE Y ESTABILIZACION PREVIA CON BULONES DE FIBRA DEL FRENTE.
ZT: ZONA FALLADA, REFORZAR SOSTENIMIENTO

Cuadro 6.3 Ejemplo de estudio de estaciones geomecánicas a lo largo del eje de un túnel.

Para las estaciones geomecánicas en trabajos de exterior se puede tomar la secuencia de toma de datos necesarios como en el cuadro 6.4. Aunque su duración sea tan solamente temporal, ya que con la próxima voladura desaparecerá, los datos extraídos son lo suficientemente importantes para el desarrollo, no simplemente de la optimización de las voladuras de contorno, sino también de posibles mejoras en la obtención de la fragmentación deseada y el control de posibles proyecciones entre otras aplicaciones.





Cuadro 6.4 Situación de posibles estaciones geomecánicas tras las voladuras.

### 6.3 Determinación de la resistencia a compresión simple mediante ensayos de campo:

La manera técnicamente más correcta de determinar este parámetro sería obteniendo una probeta cilíndrica en cada frente de excavación, que fuese llevada al laboratorio, donde es ensayada de acuerdo a la normativa estandarizada (UNE 22950-5 1996) [27]. Pero este método no es práctico, pues es lento y laborioso, y cuando los resultados llegasen, ya se habría excavado el siguiente tajo.

Se requieren métodos que sean rápidos, y que, en pocos minutos, o a lo sumo una hora, puedan presentar resultados que sirvan a los propósitos de su empleo en clasificaciones geomecánicas.

Habitualmente se emplean varios procedimientos para determinar la resistencia a compresión de la roca intacta:

- Extrapolación de los valores de ensayos obtenidos en la fase de redacción del proyecto constructivo. Es decir, se adoptan los valores que son obtenidos durante las campañas de reconocimiento llevadas a cabo en fase de redacción del proyecto.
- Medidas con Martillo de Schmidt.
- Ensayo de carga puntual mediante equipo portátil, que estará disponible en la zona de trabajo.

El método más común y extensamente aplicado es considerar los valores de resistencia obtenidos durante la fase de redacción del proyecto, completado con el empleo de la resistencia frente al martillo de geólogo. Este método suele funcionar adecuadamente si durante el desarrollo de la campaña geotécnica del proyecto se han realizado suficientes ensayos y se han realizado sobre todas las litologías existentes. Sin embargo, si aparece algún tipo de roca no previsto y por tanto no ensayado, solo dispondríamos de la

estimación basada en la resistencia frente al golpeo con martillo o de datos bibliográficos, lo que restaría precisión en la estimación.

Por ello, es conveniente que en la obra se disponga de algún método de medición de resistencia, portátil y fácil de usar, como pueden ser la prensa de ensayo de carga puntual o el Martillo de Schmidt.

El ensayo de carga puntual tiene dos claras ventajas:

- La portabilidad de la máquina, que permite su uso tanto en laboratorio con in situ (en afloramientos, en sondeo o en excavaciones).
- Los pocos requerimientos respecto a las muestras a ensayar a las que solo se les exige unos mínimos geométricos y que la rotura de la probeta se produzca por un plano (o varios) de fractura.

Cuando se realizan ensayos de carga puntual, las muestras empleadas pueden ser piedras irregulares obtenidas directamente de la voladura del frente, siempre que por sus dimensiones puedan caber entre las puntas de la prensa, aunque generalmente son válidas las muestras de tamaño centimétrico. Es muy práctico trabajar con muestras irregulares, pues se evita el tallado de la misma, pero se introduce dispersión en los resultados obtenidos, lo que obliga a ensayar una gran cantidad de muestras para ajustar con relativa precisión el valor obtenido.

De este modo se obtendría el índice  $I_{s50}$ , cómo se explicará en el apartado 6.3.1 es el valor equivalente a una probeta de referencia cilíndrica de 50 mm. A partir del valor que se ha obtenido de una muestra irregular puede obtenerse el  $I_{s50}$  mediante un proceso de corrección normalizado.

Con el valor del  $I_{s50}$ , la resistencia a compresión simple se obtendría mediante la expresión:

$$UCS = K \cdot I_{s50} \quad (54)$$

En la que el coeficiente de proporcionalidad entre la resistencia a compresión simple y la resistencia a carga puntual está muy influenciada por la litología. De manera universal, Broch y Franklin (1972) [28]. propusieron emplear un valor de 24 aunque se disponen de valores propuestos para diferentes tipos de litologías. Desde un punto de vista geomecánico, lo más correcto es obtener la "autocorrelación" propia de la roca que se está excavando, para lo cual se obtendrá el valor propio de K por correlación de los valores del  $I_{s50}$  obtenido y los resultados de los ensayos de laboratorio obtenidos en muestras cilíndricas de sondeos durante la fase de redacción del proyecto.

El procedimiento descrito presenta un inconveniente, relacionado con la toma de muestras. Para realizar estos ensayos suelen escogerse muestras de roca irregular de un tamaño que permitan que la muestra pueda caber entre las puntas. Para ello, o bien se selecciona una muestra que directamente quepa en la máquina, o bien se toma una muestra más grande que el operario fragmenta hasta que tenga el tamaño adecuado. Este proceso crea un sesgo hacia los valores más elevados de resistencia, pues las muestras muy pequeñas (de escasos centímetros o milímetros) generalmente no pueden ensayarse, y este tipo de muestra suele corresponder a roca de menor resistencia que precisamente por esta razón, ha resultado más fragmentada en el proceso de voladura.

Otro procedimiento de gran interés es el empleo del esclerómetro o martillo de Schmidt). El martillo de Schmidt proporciona directamente el índice de rebote, a partir

del cual y de la posición relativa del aparato puede obtenerse el valor de la resistencia de la roca a partir de unas curvas proporcionadas por el fabricante.

El método del martillo de Schmidt presenta una serie de ventajas como son:

- El martillo se puede aplicar directamente sobre las paredes de roca, lo que permite seleccionar el punto de aplicación, de manera que pueden seleccionarse zonas de roca dura o zonas de roca blanda, a su vez lo que permite estimar con gran precisión la resistencia e incluso determinar la distribución espacial de la misma en el frente.
- Es muy barato, disponible comercialmente y fácil de transportar.

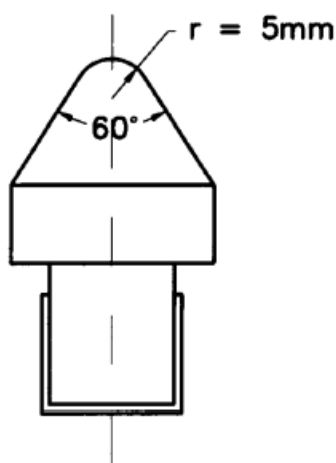
### 6.3.1 Ensayo de carga puntual para la medida de la resistencia a compresión simple del macizo rocoso:

El valor de la resistencia de las distintas muestras de roca ensayadas se ha obtenido mediante el ensayo de carga puntual (“Point Load Test” o “PLT”), realizado de acuerdo a las especificaciones de la norma ASTM D 5731 (“Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock and Application to Rock Strength Classifications”).

La norma UNE 22950-5:1996 (“Propiedades mecánicas de las rocas. Ensayos para la determinación de la resistencia. Parte 5: Resistencia a carga puntual”) es la norma europea equivalente a la mencionada ASTM D 5731.

Este ensayo, también conocido como ensayo Franklin (1970) [29], es uno de los ensayos más empleados para la determinación de la resistencia de las rocas, y puede realizarse tanto en campo como en laboratorio.

El ensayo consiste en la aplicación de una carga de compresión a una muestra de roca hasta llegar a la rotura. Pueden ensayarse tanto testigos como bloques o incluso terrones irregulares de roca dura. La carga se aplica mediante dos punzones metálicos con forma de conos con la punta truncada, coaxiales y opuestos entre sí. Las dimensiones de estos conos están estandarizadas y se muestran en el cuadro 6.5.



Cuadro 6.5 Punzón cónico (ASTM D 5731 y UNE 22950-5). [27]

Cuando se alcanza la rotura, se mide tanto la carga aplicada en el momento de la rotura como el acortamiento que han experimentado las platinas metálicas desde el comienzo de la aplicación de la carga hasta el momento de la rotura.

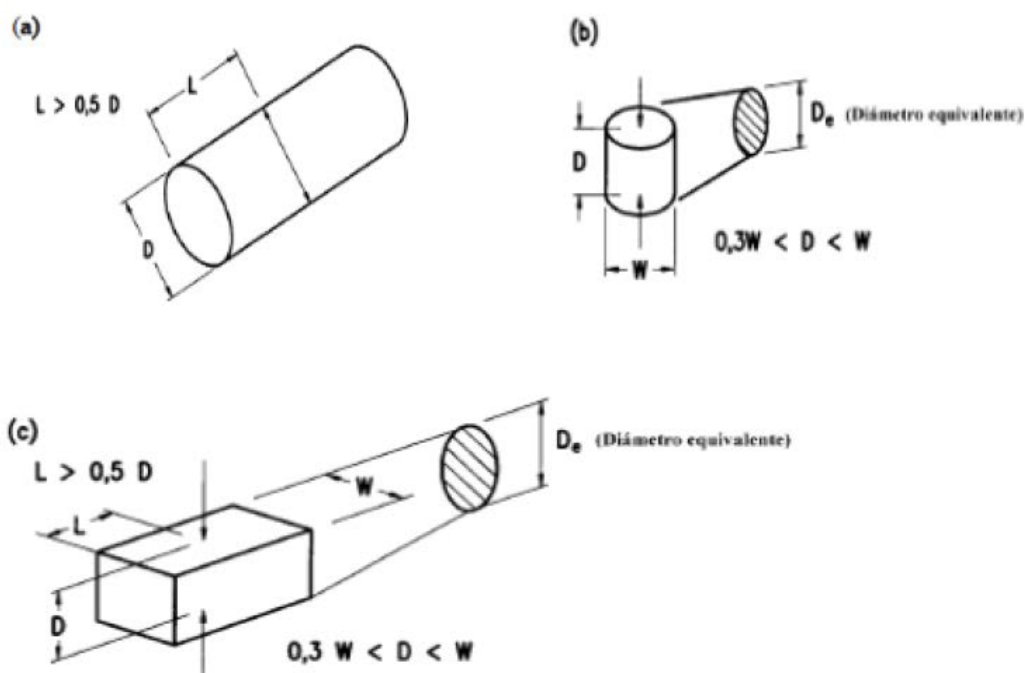
Las muestras pueden ensayarse tanto en estado natural como en condiciones saturadas, y el ensayo puede llevarse a cabo en una de las tres siguientes modalidades:

- Compresión a lo largo de un diámetro.
- Compresión axial.
- Ensayo de bloques.
- Ensayo de muestras irregulares.

Una de las ventajas de este ensayo es que puede llevarse a cabo con muestras de distinto diámetro y forma, sin necesidad de tener que recurrir a tamaños de muestra normalizados.

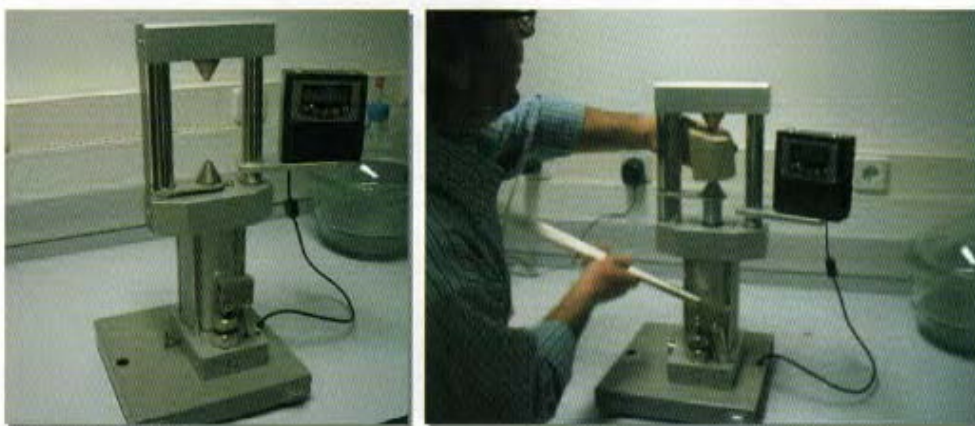
Es importante tener en cuenta que, en el caso en el que se desee obtener la resistencia a compresión simple de rocas con un comportamiento de tipo anisotrópico (como por ejemplo rocas sedimentarias estratificadas o rocas con marcados planos de discontinuidad), los ensayos de carga puntual deberán realizarse siguiendo cada una de las direcciones de anisotropía.

Los requerimientos geométricos de los distintos tipos de ensayo indicados anteriormente (a, b, c) se muestran en el cuadro 6.6, donde  $L$ =longitud,  $W$ =ancho,  $D$ =profundidad o diámetro, y  $D_e$ =diámetro equivalente.



Cuadro 6.6 Configuraciones de carga y forma de las muestras para (a) ensayo diametral, (b) ensayo axial, (c) ensayo de bloques y (d) ensayo de fragmentos irregulares (UNE 22950-5) [27].

La máquina de carga puntual está formada por un sistema de carga (bastidor, bomba hidráulica, cilindro hidráulico y punzones), de un sistema de medida de la carga  $P$  necesaria para romper la muestra y un sistema para medir la distancia  $D$  entre los extremos de los punzones al inicio de la prueba y en el momento de la rotura. Un ejemplo de dicha máquina se puede observar en el cuadro 6.7.



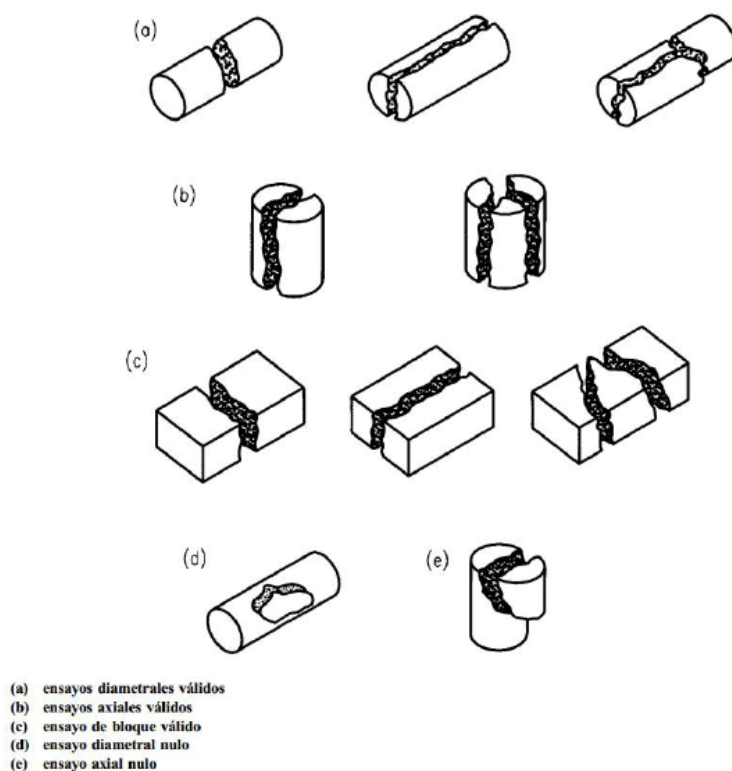
Cuadro 6.7 Equipo portátil para la realización de ensayo de carga puntual (Tomás et al 2013) [30].

### **Procedimiento operativo:**

En general, sea cual sea el tipo de muestra a ensayar de acuerdo con la clasificación del cuadro 6.8, para todas las muestras a utilizar en cada ensayo se harán al menos 10 roturas si la roca es homogénea y más si la roca es heterogénea o anisótropa.

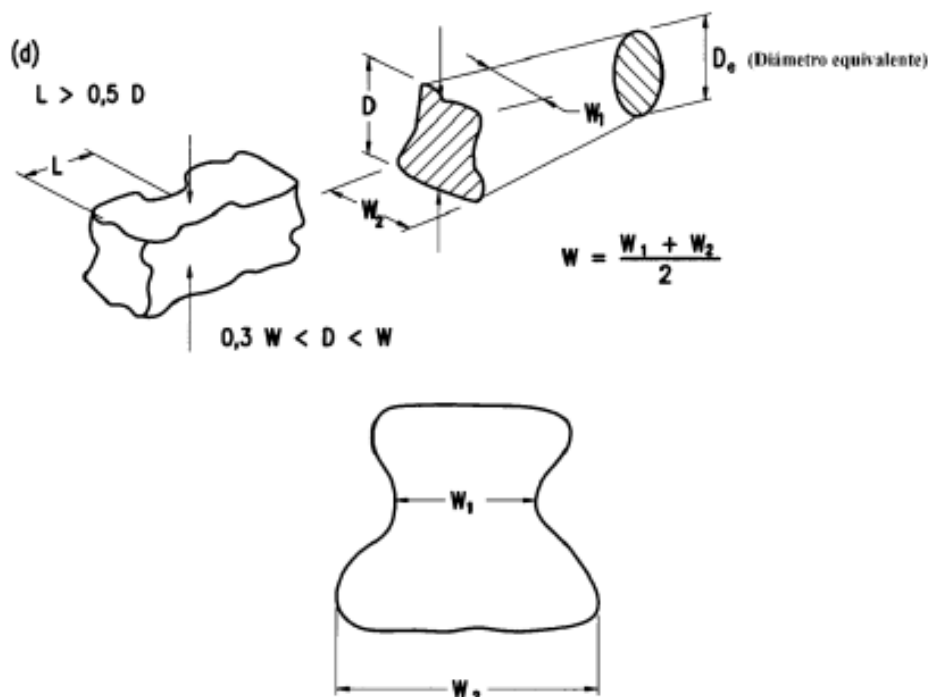
La rotura se considera nula cuando la superficie de fractura no contiene los dos puntos de aplicación de la carga, tal y como se muestra en el mismo cuadro 6.8.

El procedimiento operativo se repite de igual forma para todos los fragmentos que constituyen la muestra.



Cuadro 6.8 Formas de rotura típicas para ensayos válidos y nulos (UNE 22950-5) [27].

Los requisitos de forma de la categoría (d) – fragmentos irregulares se muestran en el cuadro 6.9:



Cuadro 6.9 Requisitos de forma de los fragmentos irregulares de roca (UNE 22950-5) [27].

La relación  $D/W$  de los fragmentos ensayados debe estar comprendida entre 0,3 y 1,0, aproximándose preferiblemente a 1,0. La distancia  $L$  será como mínimo igual a 0,5  $D$ .

Una vez se ha preparado el fragmento a ensayar, éste se introduce en la máquina de ensayos y los punzones se cierran para establecer contacto con la dimensión más pequeña del trozo irregular de roca, lejos de bordes y esquinas.

La distancia  $D$  entre los puntos de contacto de los punzones debe quedar registrada con una precisión de  $\pm 2\%$ . El menor valor de la anchura  $W$  del fragmento se mide con precisión de  $\pm 5\%$ .

$W$  se calculará como:

$$W = \frac{W_1 + W_2}{2} \quad (55)$$

La dimensión mínima  $W$  se utiliza independientemente de la forma real de la rotura (cuadro 6.4).

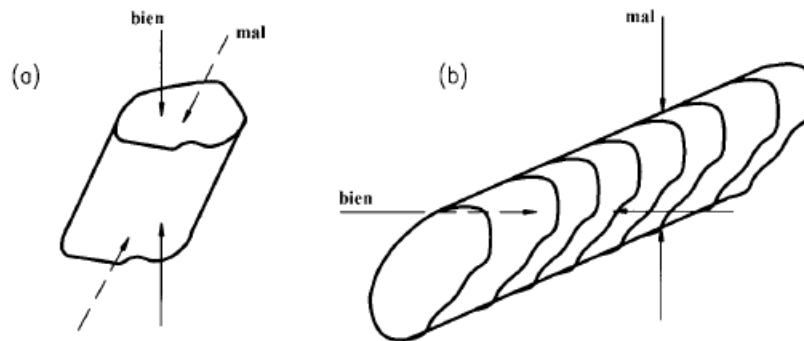
Una vez el fragmento de roca está colocado entre los punzones y ha sido anotada la distancia existente entre sus puntas antes del comienzo del ensayo, se incrementa la carga de forma constante de tal manera que se produzca la rotura entre los 10 y los 60 segundos desde el inicio de la aplicación de la carga, quedando registrada la carga  $P$  aplicada hasta la rotura y midiéndose la nueva distancia  $D'$  existente entre las puntas de los punzones tras la rotura.

Cuando una roca sea estratificada o esquistosa o visiblemente anisotrópica de algún otro modo, se ensayará en aquellas direcciones que proporcionen los valores de resistencia



máxima y mínima, que en general son perpendiculares y paralelas, respectivamente, a los planos de anisotropía.

En las mediciones del valor de  $I_s$  en las direcciones de mínima resistencia, será preciso asegurarse que la carga se aplica a lo largo de un plano de debilidad. De forma similar, cuando se ensaya el valor  $I_s$  en la dirección de máxima resistencia hay que asegurarse que la carga se aplica perpendicularmente a los planos de debilidad, según cuadro 6.10.



Cuadro 6.10 Direcciones de carga para los ensayos de rocas anisotrópicas.

Si la muestra está constituida por bloques o trozos irregulares, se ensayará como dos submuestras, aplicando primero la carga de forma perpendicular a los planos de debilidad visibles y después a lo largo de los mismos. Una vez más el valor de resistencia mínima necesario se obtiene cuando los punzones entran en contacto a lo largo de un único plano de debilidad.

### Cálculos:

*-Resistencia a carga puntual no corregida ( $I_s$ ):*

La resistencia a carga puntual no corregida,  $I_s$ , se calcula mediante:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} \quad (56)$$

Dónde:

P es la carga de rotura, expresada en N.

$D_e$  es el diámetro equivalente, expresado en mm, definido como:

$D_e^2 = D^2$  para ensayo diametral.

$D_e^2 = \frac{4 \cdot A}{\pi}$  para ensayo axial, bloque y fragmentos irregulares.

A es el área mínima de la sección transversal que contiene los dos puntos de aplicación de la carga, definida como:

$$A = W \cdot D \quad (57)$$

*-Corrección por tamaño:*

En los ensayos de fragmentos irregulares la carga puntual no corregida ( $I_s$ ) varía en función del diámetro equivalente ( $D_e$ ), por lo que ha de aplicarse una corrección por



tamaño con el objetivo de obtener un valor único de la resistencia a carga puntual para la muestra de roca, que pueda ser utilizado a efectos de clasificación de suelos, según su resistencia.

El índice de resistencia a carga puntual  $I_{s50}$  de una muestra o fragmento de roca se define como el valor de  $I_s$  que se obtendría en un ensayo diametral de una muestra con fragmentos de tamaño 50 mm.

El método más fiable para obtener  $I_{s50}$  consiste en realizar ensayos diametrales con muestras en el entorno de los 50 mm de tamaño. La corrección por tamaño es entonces innecesaria, pues  $D=50$  mm, siendo el error introducido mínimo. La mayoría de los ensayos de resistencia a carga puntual se realizan empleando otros tamaños, y en tales casos ha de aplicarse la corrección de tamaño que se indica a continuación.

Para realizar la corrección por tamaño de manera precisa, se ensaya una muestra con variedad de tamaños y se traza la gráfica que muestra la relación entre  $P$  y  $D_e^2$ , que, empleando coordenadas logarítmicas, es generalmente una línea recta. Los puntos que se desvían sustancialmente de la línea recta se ignoran (aunque no deben ser suprimidos). El valor de  $P_{50}$  correspondiente a  $D_e^2=2500$  mm<sup>2</sup> se obtiene por interpolación, y en caso necesario por extrapolación, y se calcula el índice de resistencia a carga puntual y tamaño corregido como:

$$I_{s50} = \frac{P_{50}}{50^2} \quad (58)$$

El procedimiento para la determinación gráfica de  $I_{s50}$  se muestra en el gráfico 6.1.

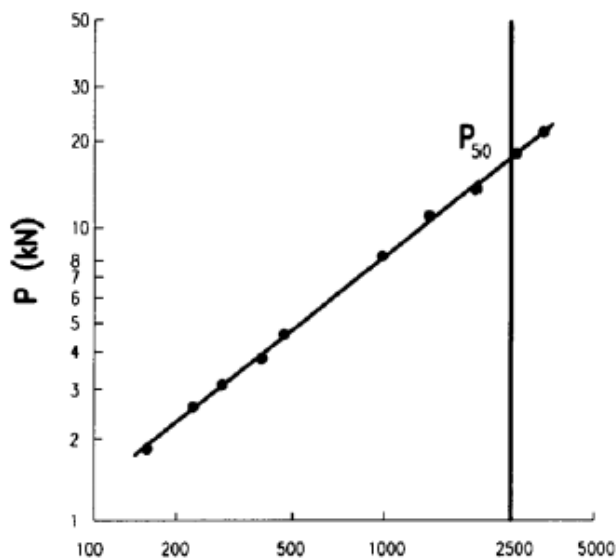


Gráfico 6.1 Procedimiento para la determinación gráfica de  $I_{s50}$  (UNE 22950-5)

No obstante, existen situaciones en las que el procedimiento gráfico descrito no resulta de aplicación, debido a las dimensiones de las muestras disponibles o si los fragmentos son de pequeño tamaño. En estos casos, la corrección por tamaño puede realizarse aplicando la siguiente fórmula:

$$I_{s50} = F \cdot I_s \quad (59)$$

En la ecuación anterior  $F$  es el factor de corrección por tamaño, que puede obtenerse mediante la siguiente expresión:

$$F = \left(\frac{D_e}{50}\right)^{0.45} \quad (60)$$

De forma alternativa a la siguiente expresión puede aplicarse el gráfico 6.2 que se muestra más adelante.

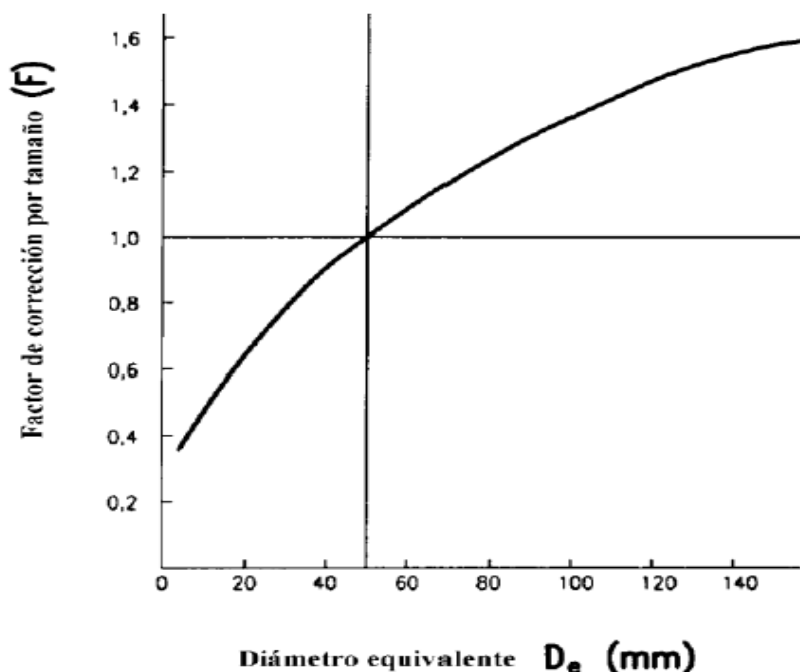


Gráfico 6.2 Gráfico del factor F de corrección por tamaño (UNE 22950-5) [27].

Todos los procedimientos de corrección por tamaño descritos son aplicables independientemente del índice de anisotropía ( $I_a$ ) y de la dirección de la carga respecto a los planos de debilidad.

- *Cálculo del valor medio de la resistencia a carga puntual:*

El valor medio de  $I_{s50}$  que se utiliza para la clasificación de las rocas, se calcula suprimiendo los dos valores más altos y más bajos obtenidos en 10 roturas válidas, y calculando la media de los valores restantes. Si el número de roturas es significativamente menor que 10, se eliminan únicamente los valores más alto y más bajo, calculándose la media a partir de los restantes.

- *Resistencia a compresión simple:*

La normativa UNE 229SO-S-96 que regula la realización del ensayo de resistencia a carga puntual recomienda adoptar como coeficiente de proporcionalidad entre la resistencia a compresión simple y la resistencia a carga puntual valores comprendidos entre 20 y 25, y el uso del  $I_{s50}$  directamente para la clasificación de rocas, pues las correlaciones con la resistencia a la compresión uniaxial son sólo aproximadas. Sin embargo, en los ensayos realizados con muchos tipos de roca diferentes la relación puede variar entre 15 y 50, especialmente en lo que se refiere a las rocas anisotrópicas, de manera que pueden producirse errores al emplear un valor de relación arbitrario para predecir la resistencia a carga puntual.

Como orientación, se toma un coeficiente de proporcionalidad K entre la resistencia a carga puntual y la resistencia a compresión simple igual a 24, según la correlación propuesta por Broch y Franklin (1972) [28].

$$\sigma_c = 24 \cdot I_{s50} \quad (61)$$

### 6.3.2 *Uso del martillo de Schmidt para la medida de la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso:*

El esclerómetro o martillo de Schmidt constituye un ensayo de campo que permite determinar de forma aproximada, rápida y fácil la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa o de las pareces de las discontinuidades a través de una correlación simple. El esclerómetro en sí (Cuadro 6.11) consiste en un elemento metálico cilíndrico en cuyo interior dispone de un muelle y de una punta retráctil que al ser presionada contra la roca hace que el muelle se dispare proporcionando el valor de rebote de la superficie ensayada. El valor de rebote representativo de la roca, denominado "índice esclerométrico" o rebotes (R), se correlaciona de forma lineal a través de los ábacos de Miller (1966) [31] con la resistencia a compresión simple en función de la densidad o peso específico de la roca y la inclinación del martillo.



Cuadro 6.11 Detalle de martillo de Schmidt (tipo N). Fuente: Jordá (2016) [32].

La resistencia a compresión de la matriz rocosa y la resistencia de los labios de discontinuidad (Joint Compressive Strength, JCS) se pueden estimar, de forma aproximada empleando esta técnica. A veces resulta difícil distinguir la matriz, limitándonos a tomar las medidas en los labios de discontinuidades.

En la práctica común pueden utilizarse dos tipos distintos de esclerómetros, el tipo L que proporciona una energía de impacto de 0.74 N·m y el tipo N, con una energía de impacto superior al anterior de 2.21 N·m. Aunque habitualmente se empleaba el martillo tipo L en mecánica de rocas, el martillo tipo N, empleado usualmente para hormigones, ha cobrado también una gran importancia en el estudio de macizos

rocosos, dado que es menos sensible a las irregularidades de las superficies del macizo rocoso a ensayar (Aydin, 2009). Ambos martillos permiten determinar de forma adecuada la resistencia a compresión simple de rocas con resistencias comprendidas entre 20 y 150 MPa.

Para determinar la resistencia a compresión simple, la ISRM (1978) [33] recomendaba tomar un mínimo de veinte medidas de rebote no superpuestas por estación. Las medidas han de estar separadas entre sí, al menos, una vez el diámetro del émbolo del martillo y han de realizarse perpendicularmente a la superficie sobre la que realizamos la medida. Una vez tomadas las medidas se ordenarán de menor a mayor eliminando el 50% de valores menores. El valor promedio del 50% de los valores superiores corresponderá al valor de rebote a adoptar. Para el cálculo de la resistencia a compresión simple existen gráficos de correlación como los mostrados en el gráfico 6.3 para cada tipo de martillo empleado.

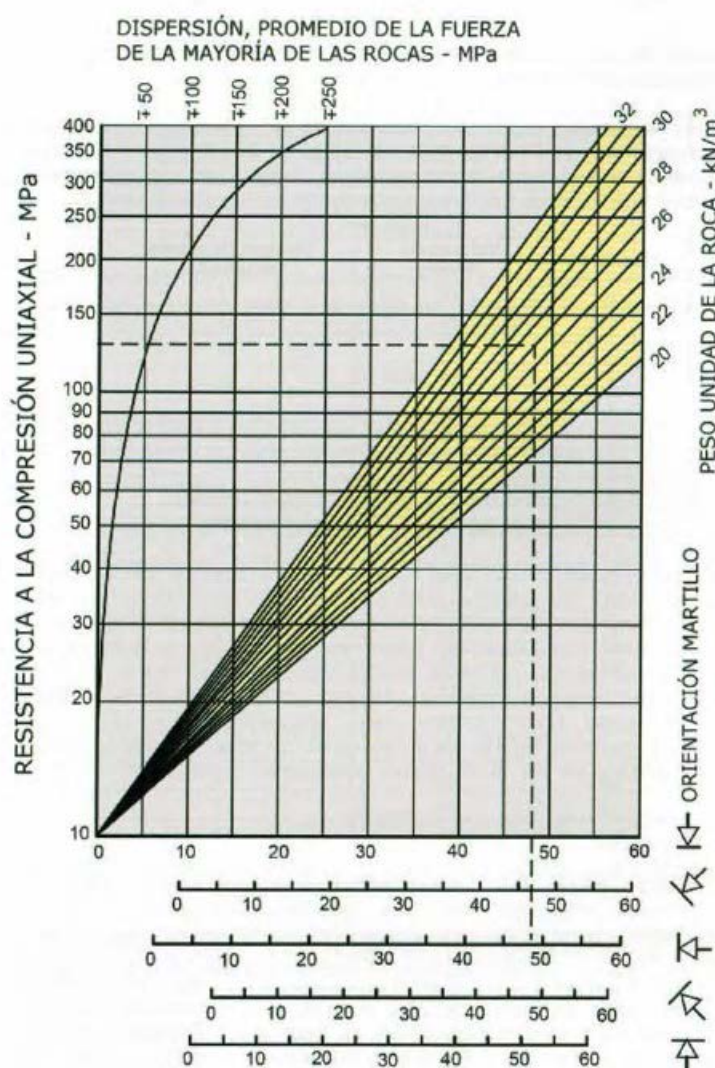


Gráfico 6.3 Gráfico para la determinación de la resistencia a la compresión simple de un martillo de Schmidt tipo L. Fuente: Jordá (2016) [32].

Más recientemente, la ISRM (Aydin, 2015) [34] recomienda tomar 20 medidas de rebote, tal y como se ha descrito en el párrafo anterior, pero no descartar ninguna de

ellas, dado que la densidad de la roca y la conectividad y distribución de los elementos microestructurales débiles ejercen una fuerte influencia sobre el valor de  $\sigma_c$ . En consecuencia, ha de calcularse la media (promedio aritmético), la mediana (valor central de la serie de datos ordenados), la moda (el valor más repetido) y el rango de variación (máximo y mínimo) de las determinaciones para expresar de forma completa la variación de la resistencia de la roca.

#### 6.4 Corrección de valores de resistencia a la compresión por la aparición de microfracturas en los frentes de trabajo originados por voladuras:

El objetivo primario de la operación de voladura es el de desmenuzar la roca en fragmentos más pequeños para su transporte y posterior procesamiento (tritución, molienda, ...). Con las voladuras de contorno se intenta evitar en lo posible el daño al macizo rocoso. Sin embargo, es posible que se pueda inducir algún grado de daño interno a las nuevas superficies creadas. Este daño interno está reconocido como consecuencia de la generación y propagación de las microfracturas dentro de la estructura del macizo rocoso, las cuales reducen los valores de resistencia comparándolos con los de la roca sana. Esto influye en la manera en que se obtienen los datos de la resistencia a la compresión mediante el martillo Schmidt y el ensayo de carga puntual en las muestras analizadas de las estaciones geomecánicas tras la influencia ejercida sobre ellas por las voladuras anteriores.

Sobre estos datos obtenidos en estos ensayos hay que aplicarles un valor de corrección para que se puedan ajustar al valor real del macizo rocoso sin la afección causada por estas microfracturas. Como se verá a continuación, según el tipo de ensayo se le asignará una corrección a los valores de los datos obtenidos.

En el caso del ensayo de carga puntual se observa según Khademian y Bagherpour (2017) [35] que el valor de  $I_{s50}$  sufre un incremento dentro del siguiente rango debido al tipo de explosivo utilizado:

Tabla 6.1 Corrección del incremento del valor de  $I_{s50}$  según el tipo de explosivo utilizado.

TIPO DE EXPLOSIVO	INCREMENTO DE $I_{s50}$
ANFO	14%
Emulsión	15.5%
PETN	19.2%

Para el caso del uso del martillo Schmidt sobre muestras de sondeos, según Verma, Singh y Sharma (2018) [36], se revela que la resistencia del macizo rocoso en la periferia de la excavación es bastante reducida en comparación con los valores reales de muestras sin alterar por las voladuras. Dicha reducción de resistencia alcanza valores promedio del 20 % del valor de la resistencia a compresión obtenido por el martillo de Schmidt dentro de un radio de acción de la zona afectada de 2.5-3 m.

Estas reducciones también tienen su influencia sobre el índice de calidad del macizo rocoso ( $Q$  de Barton), viéndose reducido entre 10-15% con respecto a las zonas no influenciadas por el daño causado por la voladura, con lo que a su vez también hace reducir los valores del RQD. Se observa que los efectos de las voladuras son incrementados en los lugares donde el índice de alteración de discontinuidades ( $J_a$ ) es más alto.



## 6.5 Estimación de los valores de resistencia a la tracción:

Debido a que es necesario la obtención de los valores de la resistencia a la tracción  $\sigma_t$  requeridos tanto en los cálculos de espaciamiento entre barrenos de la ecuación (15) como en los de la PPV<sub>crítica</sub> según ecuación (34), y no se puede disponer ni de tal cantidad de ensayos de laboratorio para todas las estaciones geomecánicas ni del tiempo necesario para preparar las muestras y obtener los resultados de un ensayo de tracción brasileño (por ejemplo), se debe recurrir al uso del ratio entre la resistencia a la comprensión de la roca  $\sigma_c$  y la presencia a la tracción  $\sigma_t$  según:

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_t} = k \quad (62)$$

Siendo k un valor que oscila entre 8-20, y una buena aproximación será el tomar el valor de 12. Con lo que:  $\sigma_t = \frac{\sigma_c}{12}$ .

Como se describe en el apartado 6.9, se deberá de comprobar cuando haya datos de posibles ensayos que se realicen la validez de esta aproximación, corrigiéndose si las desviaciones fuesen importantes.

## 6.6 Determinación de los valores de velocidad de las ondas primarias y secundarias

### 6.6.1 Determinación de la velocidad de propagación de las ondas primarias:

Para la determinación de Vp se utilizará un sismógrafo con entrada para dos geófonos separados a cierta distancia para poder ver la diferencia de tiempo entre la llegada a cada geófono del tren de ondas (se puede aprovechar a la vez el sismógrafo colocado para el estudio de vibraciones mencionado anteriormente). Así, conocida la distancia entre ambos puntos de medición y la diferencia de tiempo entre ambos, se puede calcular un valor de Vp para cada voladura en dirección a la línea de precorte, como se en el cuadro 5.11.

La razón para la selección de los puntos de medida de PPV con los sismógrafos a una distancia no inferior a 15 metros para voladuras en exterior entre el punto de medición y el punto de detonación de la carga explosiva es debido a que si se coloca demasiado cerca (por ejemplo 3 metros) el sismógrafo podría ser dañado por las proyecciones de rocas y la onda de choque generada por la carga elevada empleada en la voladura. Para el caso de voladuras en interior, las distancias pueden ser menores ya que las cargas a emplear también resultan menores e implica menor intensidad de vibración, siempre que se resguarde el equipo de medición de las posibles proyecciones (como se comentó anteriormente, en un hueco creado en el lateral de la excavación).

Cuanto más cercana sea la distancia media, más sensible será la medida de PPV a varios factores de la voladura (tipo de explosivo, secuencia de detonación, esquema de perforación, ...). Sin embargo, si se coloca a una mayor distancia, la amplitud de la señal de vibración será más débil y estará más influenciada por la geología, topografía de la zona y la heterogeneidad de la masa rocosa.

Como punto de partida entonces, se establecen las siguientes referencias para diferenciar el estudio de vibraciones en campo cercano para evaluar el daño al macizo rocoso por vibraciones del estudio de vibraciones en campo lejano que se usa

habitualmente para evaluar los posibles efectos de las vibraciones por voladuras en estructuras (según la normativa española UNE 22-381-93 por ejemplo).

Tabla 6.2 Clasificación de campo de medición para vibraciones por voladura.

CAMPO DE DISTANCIA	MÁXIMA PPV ESPERADA (mm/s)	FRECUENCIA ESPERADA (Hz)
Campo cercano	1000-2500	1000-4000
Campo lejano	< 200	< 250

Los equipos de mediciones tienen que adecuarse también a estas especificaciones necesarias. Para ello se recomiendan los siguientes límites de muestreo en los sismógrafos/geófonos a utilizar.

Tabla 6.3 Especificaciones recomendadas para los equipos de muestreo.

CAMPO DE DISTANCIA	PPV RECOMENDADA	FRECUENCIA RECOMENDADA (Hz)
Campo cercano	<2540 mm/s	30-1000
Campo lejano	<500 mm/s	< 400

A modo de ejemplo la velocidad calculada para el caso práctico 8.1, la  $V_p$  obtenida en la dirección del precorte se indica en la siguiente tabla:

Tabla 6.4 Estimación de  $V_p$  según los tiempos de llegada a los geófonos.

TIEMPO DE LLEGADA		DIFERENCIA DE TIEMPO (ms)	DISTANCIA (m)	$V_p$ (m/s)
1º Geófono	2º Geófono			
1.255	12.872	11.617	20.9	1799
1.435	9.908	8.473	15.5	1829
1.357	11.475	10.118	17.5	1730
1.689	12.841	11.152	21.2	1901
Valor medio:				1815

#### 6.6.2 Correlaciones entre la velocidad de propagación de las ondas primarias y la resistencia a la compresión simple:

Ante la necesidad de cálculo de la velocidad de propagación de las ondas primarias ( $V_p$ ) o de la resistencia a la compresión simple  $\sigma_c$  a veces se hace imprescindible el uso de ciertas correlaciones entre ambos parámetros cuando no sea posible obtener datos directamente de uno de ellos, ya sea por falta de tiempo, costes de los ensayos, elevado número de ellos, ....

Los factores principales que influyen en la  $V_p$  en el macizo rocoso son la litología, textura, densidad, porosidad, anisotropía, tamaño y forma de grano, meteorización, nivel freático, microfracturas, planos de estratificación y discontinuidades. Mediante las



ecuaciones que se presentan en la siguiente tabla, obtenidos mediante análisis por regresión, se puede calcular la  $V_p$  a partir de la resistencia a la compresión  $\sigma_c$ .

Tabla 6.5 Correlaciones entre  $\sigma_c$  y  $V_p$ .

TIPO DE ROCA	ECUACIÓN	CORRELACIÓN	REFERENCIA
Arenisca, carbón, cuarcita, esquisto, basalto, filita	$\sigma_c = 0.0642 \cdot V_p - 117.99$	0.90	Sharma & Singh (2008) [37]
Rocas graníticas	$\sigma_c = 35.54 \cdot V_p - 55$	0.8	Tugrul & Zarif (1999) [38]
Areniscas	$\sigma_c = 0.1564 \cdot V_p - 692.41$	0.90	Chary, Sarma et al. (2006) [39]
Caliza, mármol dolomía, basalto, toba	$\sigma_c = 21.677 \cdot V_p + 21.427$	0.95	Yasar & Erdogan (2003) [40]
Diorita, cuarcita, arenisca, caliza, mármol, granodiorita, basalto, travertino, andesita, toba	$\sigma_c = 2.304 \cdot V_p^{2.4315}$	0.97	Kiliç & Teymen (2008) [41]
Caliza, arenisca, travertino, mármol, dolomita, pizarra, esquisto,	$\sigma_c = 12.746 \cdot V_p^{1.194}$	0.79	Altindag (2012) [42]

En el caso de que se desarrollen cambios en el nivel freático, se puede calcular la  $V_{p\text{húmeda}}$  a partir de la  $V_{p\text{seca}}$  según Kahraman (2007) [43] con las siguientes ecuaciones:

Para rocas sedimentarias:  $V_{p\text{húmeda}} = 1.19 \cdot V_{p\text{seca}} + 0.67$ ;  $R^2 = 0.83$  (63)

Para rocas metamórficas:  $V_{p\text{húmeda}} = 1.02 \cdot V_{p\text{seca}} + 2.06$ ;  $R^2 = 0.90$  (64)

Para rocas ígneas:  $V_{p\text{húmeda}} = 0.94 \cdot V_{p\text{seca}} + 1.99$ ;  $R^2 = 0.87$  (65)

Valores de  $V_p$  en km/s.

### 6.6.3 Estimación de la velocidad de propagación de las ondas secundarias:

La velocidad de propagación de las ondas secundarias adquiere valores de aproximadamente dos tercios de la velocidad de propagación de las ondas primarias según González de Vallejo (2002) [44], con lo que:

$$V_s = \frac{2}{3} V_p \quad (66)$$

## 6.7 Determinación de los valores del módulo de Young y el coeficiente de Poisson:

El módulo de Young (E) se define como la relación lineal elástica entre el esfuerzo aplicado y la deformación producida en la dirección de aplicación del esfuerzo. El coeficiente de Poisson ( $\nu$ ) es la relación entre la deformación transversal y axial. Ambos parámetros definen las características de la deformación elástica de la roca. Una roca dura, pero con un comportamiento frágil tendrá un elevado módulo de Young y un coeficiente de Poisson menor.

En ensayos de laboratorio ambos parámetros se pueden establecer a partir del ensayo a compresión simple, pero en campo se tendrá que disponer de otras formas de poder obtenerlos sin tener que consumir tiempo y recursos para ello. Aunque siempre que se hagan pruebas en laboratorio, habrá que contrastar los datos de campo con los de laboratorio para ver las posibles desviaciones.

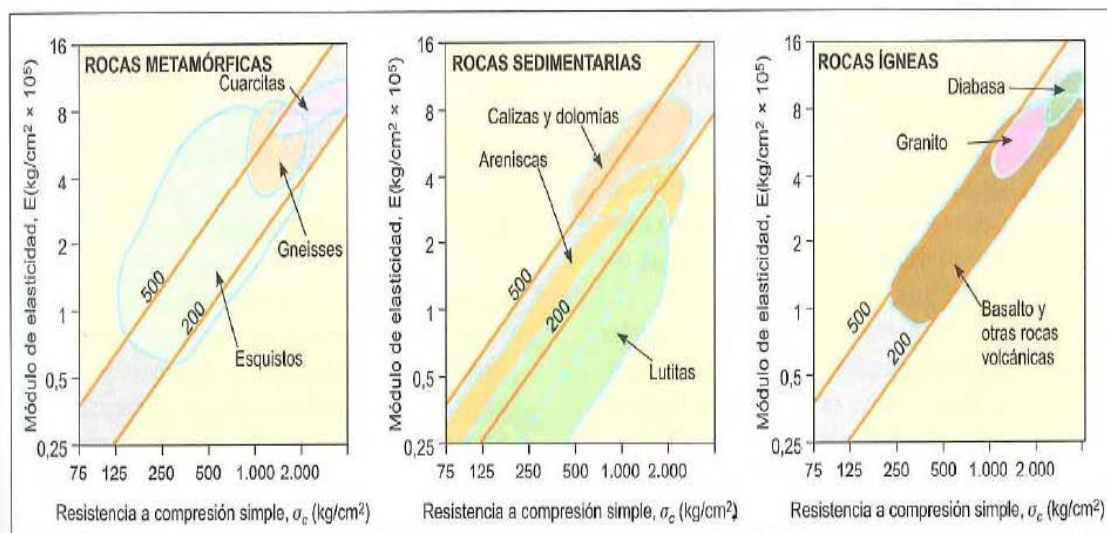
### 6.7.1 Estimación del módulo de Young:

Una rápida estimación del módulo de Young (E) puede realizarse tomando la relación entre este y las velocidades de propagación de las ondas primarias y secundarias ( $V_p$  y  $V_s$ ), según las siguientes ecuaciones:

$$E = \rho_{\text{roca}} \cdot V_p^2 \cdot \frac{(1-2\nu) \cdot (1+\nu)}{(1-\nu)} \quad (67)$$

$$E = 2 \cdot \rho_{\text{roca}} \cdot V_s^2 (1 + \nu) \quad (68)$$

También se encuentra la siguiente correlación en función de la resistencia a la compresión ( $\sigma_c$ )



Cuadro 6.12 Relación entre E y  $\sigma_c$ . Fuente: González de Vallejo (2002) [44].

Según Hoek y Diederichs (2006) [45], partiendo del módulo de Young del macizo rocoso se puede llegar a calcular el módulo de Young de la roca, para ello:

$$E_m = 100 \cdot \left( \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left[ \frac{75 + 25 \cdot D - GSI}{11} \right]}} \right) \quad (69)$$

$$\frac{E_m}{E} = \left( 0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left[ \frac{65 + 15 \cdot D - GSI}{11} \right]}} \right) \quad (70)$$

Dónde:

$E_m$ : Modulo de Young del macizo rocoso (GPa).

E: Módulo de Young de la roca (GPa).




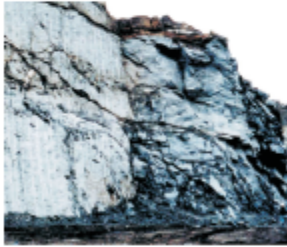

D: Factor de alteración.

GSI: Índice de resistencia geológica.

Así, conocidos D y GSI se obtiene el valor de  $E_m$ , y por consiguiente E.

El valor de D se toma de la tabla siguiente:

Tabla 6.6 Guía para estimar el factor de alteración  $D$ . Fuente: Hoek (2002) [46].

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor $D$ sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	$D = 0$
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante.  Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	$D = 0$  $D = 0.5$ No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	$D = 0.8$
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	$D = 0.7$ Good blasting  $D = 1.0$ Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento.  En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	$D = 1.0$ Production blasting  $D = 0.7$ Mechanical excavation

La clasificación GSI está basada en la observación del macizo rocoso, siendo una manera cualitativa. Incorpora la estructura del macizo rocoso, así como las características geomecánicas de las superficies de discontinuidad. En su clasificación se combinan el tamaño de los bloques y la resistencia al corte de las discontinuidades.



Tabla 6.7 Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos. Fuente: Hoek y Marinos (2007) [47].

<p><b>ROCAS DIACLASADAS</b> (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>A partir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es mas realista que un GSI=35. Note que la tabla a macizos estructuralmente controlados por fallas, donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto al frente de excavación, estos podrán dominar el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de los cambios de humedad que pueden reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en rocas de regular o mala calidad, cambian las condiciones por el cambio de humedad. La</p>		<p><b>CONDICIONES DE SUPERFICIE</b></p>				
		MUY BUENAS	BUENAS	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas	Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización y rellenos compactos o rellenos de frag.	Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.
		<p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE</p> <p>↗</p>				
	INTACTA O MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva in-situ, roca con discontinuidades amplias y espaciadas	90	80	70	60	50
	FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques entrelazados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de	80	70	60	50	40
	MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entrelazados y angulares, formados por cuatro o mas	70	60	50	40	30
	FRACTURADA / PERTURBADA - Macizo rocoso plegado formado por bloques angulares formados por la intersección de varios	60	50	40	30	20
	DESINTEGRADA - Macizo rocoso altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente	50	40	30	20	10
	FOLIADA / LAMINADA - Se carece de bloques debido débil material presente en los planos de foliación o de cizalla	N/A	N/A	10		
		<p>DECRECE EL ENTRELAZAMIENTO DE LOS BLOQUES</p> <p>↘</p>				

Cuando se observe que la resistencia al corte de las discontinuidades puede sufrir un deterioro debido a cambios de humedad o presencia de agua en las discontinuidades se debe de tomar un grado inmediatamente inferior del que tienen a la calidad de las superficies de las discontinuidades.

También cuando se determine el valor de GSI a partir de un frente el que se encuentre dañado por voladuras, se deberá de compensar el efecto causado por estas subiendo una fila en el índice GSI. Si se háyase meteorizado se desplazaría el GSI calculado una columna a la izquierda.

### 6.7.2 *Estimación del coeficiente de Poisson:*

Para la mayoría de las rocas, el coeficiente de Poisson ( $\nu$ ) adquiere un valor que varía entre 0.25 y 0.35, pudiéndose tomar como referencia inicial el valor medio de 0.3, ya que la alta variabilidad de las propias rocas tales como su estructura mineral, laminación, porosidad, ... hace que varíe ligeramente su valor, aunque se mantiene dentro de los límites establecidos

### **6.8 Correlación de datos y posibles desviaciones de los parámetros obtenidos con los realizados en ensayos de laboratorio:**

Según vayan avanzando los trabajos y se realicen ensayos de muestras en laboratorio, sondeos,...(ensayos normalizados para los parámetros geomecánicos como el ensayo brasileño de tracción, cross-hole o sísmica de reflexión para  $V_p$ , ensayo de compresión simple con probetas, etc.) será necesario un cruce de datos y su análisis posterior con los datos recopilados para las distintas zonas en las que se han ido realizando para ver si hubiese posibles desviaciones y de ser así, el ajuste para poder establecer una correlación entre los parámetros geomecánicos medidos y/o estimados (como se han ido detallando en este capítulo) y los presentados tras estos ensayos de laboratorio.

Es necesario tener una base de datos actualizada y de fácil acceso para poder realizar los cálculos necesarios en condiciones donde la urgencia y las prisas sean de gran magnitud. Sería recomendable el poder tener esta base datos con las estaciones geomecánicas y sus parámetros geomecánicos subidos en algún servicio de almacenamiento en internet, desde los cuales gracias a hojas de cálculo preparadas y con estos datos enlazados automáticamente para su sincronización, se puedan tomar decisiones sobre el terreno mediante su visualización en dispositivo tipo tablet o smartphone.

### **6.9 Estimaciones de parámetros geomecánicos ante la falta de datos:**

Se anexa a continuación una tabla donde se recogen los valores más usuales de las diferentes rocas. En principio, su uso queda restringido a las labores iniciales donde no hay un número de datos significativos todavía, o cuando por algún diverso motivo no se hayan podido realizar mediciones o ensayos. Su uso principalmente es para estimaciones, no para tomar directamente los datos necesarios ya que según el tipo de roca se puede encontrar un amplio rango de medida, y siendo además valores tomados en laboratorio sobre muestras no alteradas.

Tabla 6.8 Valores típicos de los parámetros geomecánicos de rocas. Fuentes: González de Vallejo (2002) [44], López Jimeno (2003) [1], Ramírez Oyanguren (2004) [48].

Roca	Peso específico (g/cm <sup>3</sup> )	Resistencia a compresión simple (MPa)	Resistencia a tracción (MPa)	Módulo de elasticidad estático E (GPa)	Módulo de elasticidad dinámico E <sub>d</sub> (GPa)	Coefficiente de Poisson $\nu$	Velocidad de propagación ondas primarias V <sub>p</sub> (m/s)
Andesita	2.2-2.75	98-320	5-11	29-39	-	0.23-0.32	-
Anfibolita	2.9-3	206-520	23	13-90	45-103	-	-
Anhidrita	2.5-2.6	78-127	6-12	1-75	-	-	3000-6000
Arcilla	1.8-2.1	2-20	-	-	-	0.15-0.4	1000-2000
Arenisca	2.3-2.6	29-230	5-20	3-60	5-55	0.1-0.4	1400-4200
Basalto	2.7-2.9	78-343	5-25	31-98	40-85	0.19-0.38	4500-6500
Caliza	2.3-2.6	59-196	4-29	15-88	8-97	0.12-0.33	2500-6000
Caliza de grano fino	2.6-2.85	50-200	4-7	50-80	-	0.1-0.2	2500-6000
Caliza de grano grueso	1.55-2.3	4-60	1-3.5	-	-	0.12	2500-6000
Carbón	1.1-1.6	20-50	-	-	-	0.4	900-1500
Cuarcita	2.6-2.7	98-490	10-29	22-98	-	0.08-0.24	5000-6500
Diabasa	2.9-3.1	120-250	6-13	30-90	-	0.12-0.2	5500-7000
Diorita	2.7-2.85	118-329	8-29	2-17	25-43		4000-5000
Dolomía	2.6-2.9	64-343	5-25	4-50	25-103	0.29-0.34	5000-6000
Esquistos	2.5-2.8	20-157	2-5	6-38	-	0.01-0.31	4500
Gabro	2.92-3.1	150-294	14-29	10-64	-	0.12-0.25	4500-6500
Gneis	2.7-3	83-245	5-20	17-79	-	0.08-0.4	3100-5500
Granito	2.6-2.7	98-294	7-25	17-76	10-82	0.1-0.4	4500-6000
Granito meteorizado	2.4-2.6	11-142	-	-	-	-	1200-1600
Grauvaca	2.8	78-216	5-15	46-62	23-105	-	-
Limolita	2.3	34-245	3	52-74	7-64	0.25	-
Lutita	2.2-2.6	10-98	1-10 *	3-22	10-69	0.25-0.29	1400-3000
Marga	2.4-2.6	69-186		4-33	10-48	-	1800-3200
Mármol	2.6-2.8	59-245	6-20	27-71	-	0.1-0.4	3500-6000
Pizarra	2.5-2.7	88-245	7-20	5-29	-	0.22	3500-5000
Riolita	2.45-2.6	80-160	5-9	10-20	-	0.1-0.2	-
Sal	2.1-2.2	5-29	-	5-20	-	0.22	4500-6000
Toba	1.9-2.3	10-45	1-4	3-75	-	0.24-0.29	-
Yeso	2.3-2.8	15-45	1-2	15-35	-	-	3000-4000

\* A favor de superficies de laminación: 0.5-1 MPa.



Tabla 6.9 Diferentes valores de  $PPV_{crítica}$  y de las constantes  $K$  y  $\alpha$  del estudio de vibraciones.

TIPO DE ROCA	K	$\alpha$	PPV <sub>CRÍTICA</sub>
Granito masivo, Persson (1993) [14]	700	0.70	1000 mm/s
Granito diaclasado, LeBlanc (1995) [49]	150	0.87	840 mm/s
Andesita, McKenzie (1995) [50]	200	0.90	600 mm/s
Arenisca resistente, McKenzie (1995) [50]	400	0.78	450 mm/s
Pizarra resistente, McKenzie (1995) [50]	175	1.25	350 mm/s
Pizarra estratificada resistente, Villaescusa (1997) [51]	470	1.09	848 mm/s
Roca ígnea, Onederra (2001) [52]	470	0.94	1200 mm/s

## **7. CALIDAD DE RESULTADOS EN LAS VOLADURAS DE CONTORNO:**

### **7.1 Necesidad y seguimiento de la calidad de los resultados obtenidos:**

Las voladuras son ingeniería: química, física y matemáticas, y no un "arte", ni magia impredecible. En el momento que los parámetros clave son controlados con un buen sistema de calidad QA/QC (aseguramiento de la calidad y control de la calidad), y conocida la geología y geotecnia del talud a precortar/recortar, se obtienen resultados constantes y repetibles, siendo estas las bases del método científico.

Si no se asegura un estándar de calidad se pasa a operar sin la mitad del proceso, y pierde el control del mismo. Lo que en realidad se implementa, es lo que ocurre en el trabajo y no en el papel. Como en cualquier proceso de mejora de voladuras, la supervisión en terreno de la implementación del diseño de voladura es clave para asegurar el control total de los resultados y consistencia para comparar frente a futuros refinamientos.

A parte de los típicos indicadores del proceso de voladura, las secciones del talud final deben ser evaluadas para poder analizar y refinar el comportamiento de los diseños. En términos generales, no hay forma de mejorar un diseño de voladura hasta que los 4 principales KPI's están bajo control: longitud de barrenos, densidad lineal de carga, precisión de perforación y espaciamiento entre barrenos óptimo. Una vez conseguidos unos niveles de calidad de dichos parámetros se puede realizar una evaluación apropiada de los diseños. En las voladuras de contorno, los taludes finales deben ser escaneados para obtener perfiles y poder superponerlos para generar el perfil medio que refleje el comportamiento y rendimiento del precorte y la fila de barrenos amortiguados.

Una vez que se reúnen los datos y se realizan las voladuras de contorno, es necesario una evaluación de resultados para poder identificar posibles desviaciones en el diseño, así como problemas y defectos que hayan ocurrido y sean susceptibles de poder repetirse. La evaluación de los resultados se consigue examinando la voladura de contorno realizada, controlando los siguientes parámetros tales como: cantidad y porcentaje de cañas originadas, tipos de daños (con su origen y solución), cañas quemadas y desviaciones. En el anexo nº5 se incluye una plantilla de evaluación de calidad en la voladura de contorno.

### **7.2 Cantidad y porcentaje de cañas originadas:**

Una evaluación de forma cuantitativa de la calidad de la voladura de contorno se puede realizar mediante el factor de cañas visibles. No deja de ser sin más el cociente entre la longitud total de las cañas visibles y la longitud de perforación total realizada. A modo de ejemplo se puede observar dicho factor calculado en el cuadro 7.1.



Cuadro 7.1 Cañas visibles en talud realizado con voladura de precorte.

- Longitud total de perforación: Altura de banco 8 m x 16 barrenos = 128 m perforados.
- Longitud de cañas visibles:  $8 + 7 + 8 + 3.5 + 3 + 0.5 + 6 + 3 + 3 + 4 + 3.5 + 6.5 + 3 + 2 + 8 + 3.5 + 0.5 + 5 + 1 + 4 + 7 + 2 + 2 = 94$  m visibles.
- Factor de cañas visibles:  $FCV = 94 / 128 = 0.73 = 73\%$ .

Aunque los beneficios del precorte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la voladura de contorno no significa necesariamente un mal resultado ya que pueden ser buenos los resultados generales en lo que se refiere a estabilidad del talud.

### 7.3 Tipología de daños:

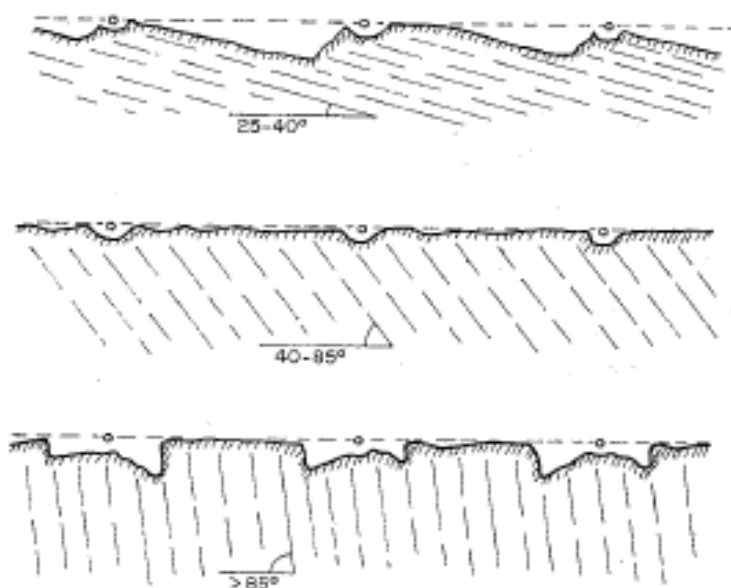
Una vez determinado el factor de cañas visibles se requiere establecer la calidad de la voladura de contorno realizada examinando la superficie creada y los daños que se pueden observar debido a un posible origen y su solución para intentar corregirlo y no repetirlo en las siguientes voladuras. Estos daños quedan recogidos en la tabla 7.1.

**Tabla 7.1** Tipos de daños en voladuras de contorno (Fuente: López Jimeno 2017) [2]

TIPOS DE DAÑOS	PERFIL DE EXCAVACIÓN	ORIGEN PROBLEMA	SOLUCIÓN
Sobreexcavación general		-Voladura de precorte sobrecargada  -Fila próxima de destroza sobrecargada	-Disminuir la carga lineal, aumentar el desacoplamiento, aumentar el espaciamiento  -Aumentar distancia de fila de destroza, disminuir presión de barreno, aumentar retardo entre filas de destroza
Sobreexcavación alrededor de los barrenos		-Presión de barreno superior a $\sigma_c$ de la roca	-Disminuir la carga lineal de explosivo y aumentar el desacoplamiento
Sobreexcavación entre barrenos		-Espaciamiento entre barrenos demasiado pequeño	-Aumentar el espaciamiento entre barrenos
Roca saliente entre barrenos		-Espaciamiento entre barrenos demasiado grande	-Reducir el espaciamiento entre barrenos y aumentar la carga lineal

Además, según la orientación del plano de corte realizado con respecto a las discontinuidades se diferencian los siguientes casos representados en el cuadro 7.2.

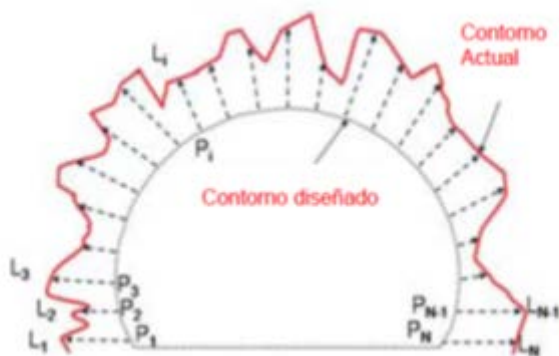




Cuadro 7.2 Influencia de las discontinuidades en el plano de precorte: Fuente: López Jimeno (2010) [53].

Así para un ángulo entre el plano de corte y las discontinuidades entre  $25^\circ$  y  $40^\circ$  se producirá sobreexcavación. Para ángulos entre  $40^\circ$  y  $85^\circ$  se obtendrá un plano de corte muy bien definido, siendo visibles la mayoría de las cañas de los barrenos. Y para ángulos mayores de  $85^\circ$  se puede dar la posibilidad de la aparición de grietas en la parte alta del banco y rocas colgadas en los planos verticales.

Para el caso de las obras subterráneas una forma de poder evaluar los trabajos de la excavación después de cada ciclo de voladura, es el poder utilizar diferentes técnicas como perfilometría por láser junto con fotogrametría, LIDAR, ... para obtener el perfil real de la sección y examinar los posibles defectos que pudiesen aparecer.



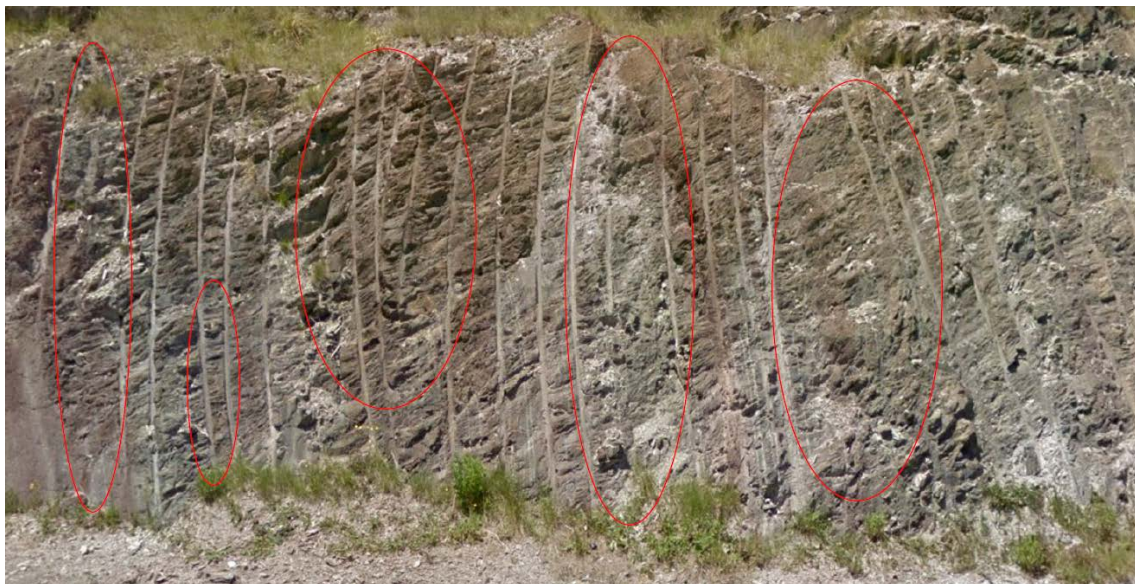
Cuadro 7.3 Evaluación de secciones en obra subterránea



Cuadro 7.4 Medias cañas marcadas en los hastiales de un túnel.

#### 7.4 Desviaciones:

Como se comentó en el apartado anterior sobre perforación, es una premisa básica para la ejecución de las voladuras de contorno un buen paralelismo entre barrenos ya que conlleva una ejecución mucho más cuidadosa que la que se precisa para una voladura de producción. Si estos barrenos tuviesen diferentes inclinaciones o sufriesen desviaciones, la distancia entre barreno y barreno no sería constante y provocaría que se aumentasen las distancias entre un barreno y otro (con lo que el espaciamiento podría llegar a superar su valor máximo y no llegar a producirse la fractura entre ambos) y disminuir entre el mismo barreno y el anterior (el espaciamiento sería menor provocando un exceso de carga explosiva en esa zona y generando un cráter sobre esa área). A modo de ejemplo se pueden observar en el cuadro siguiente dichas desviaciones.



Cuadro 7.5 Desviaciones en la perforación de los barrenos de precorte

#### 7.5 Cañas quemadas:

En las medias cañas de los barrenos hay que controlar también si estuviesen agrietadas longitudinalmente, ya que eso significaría que la presión de barreno ha superado a la resistencia a la compresión de la roca, provocando daños al talud remanente.



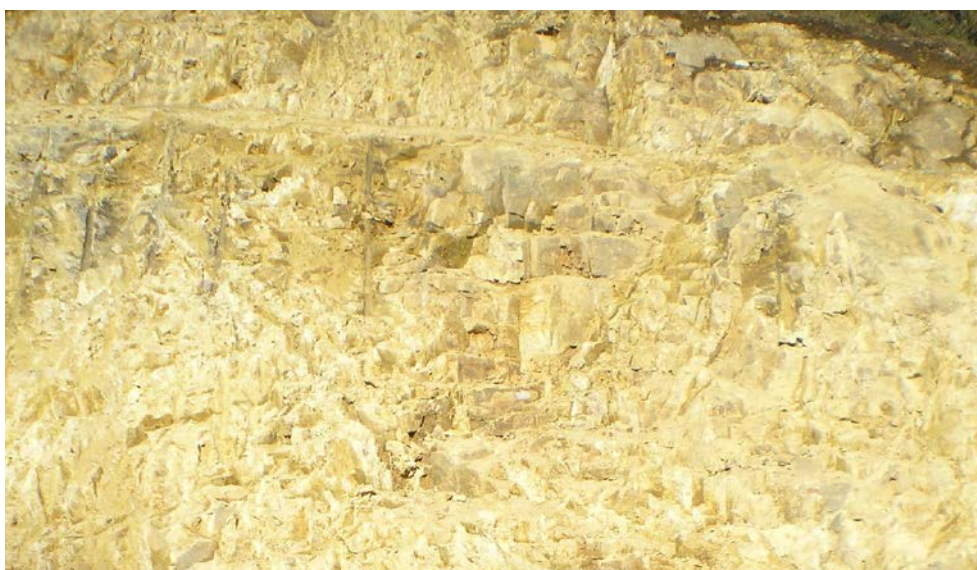
Coloquialmente, a estos barrenos que presentan estas fracturas se le llama cañas quemadas.



Cuadro 7.6 Caña “quemada”

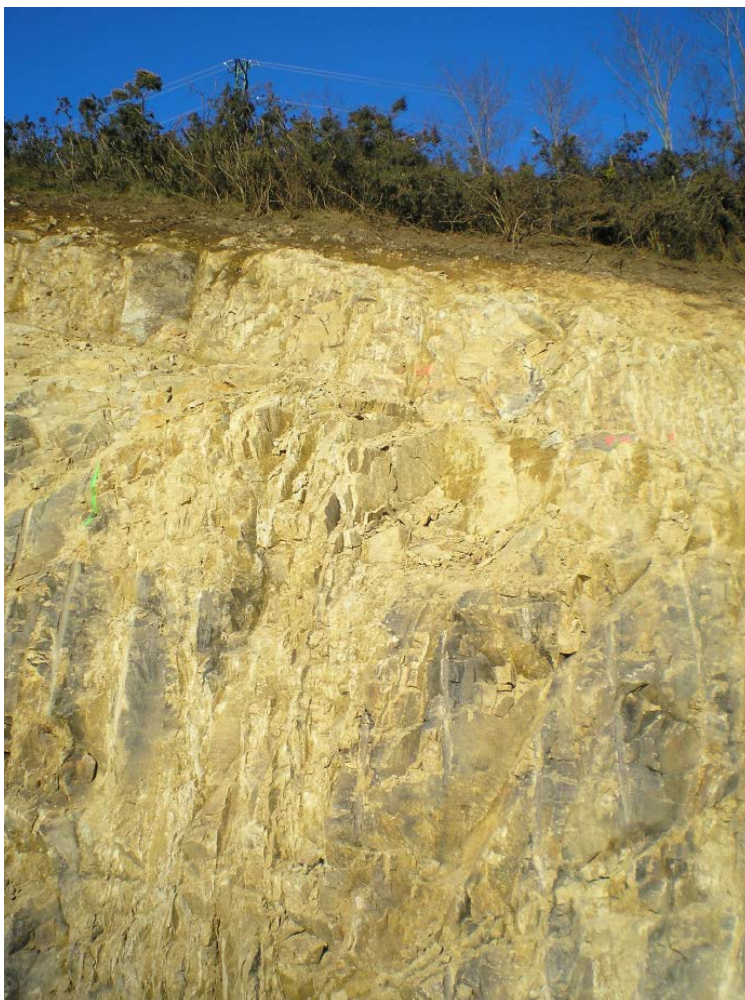
### 7.6 Ejemplos de daños presentes en las voladuras de contorno:

Se presentan a modo de ejemplo una serie de fotografías donde se muestran algunos de los daños y defectos que pueden sufrir las voladuras de contorno.



Cuadro 7.7 Roca saliente entre barrenos





Cuadro 7.8 Sobreexcavación entre barrenos y sobrerotura en zona de emboquille

## 8. CASOS PRÁCTICOS:

### 8.1 Obras lineales de vías de comunicaciones:

En este caso práctico se toma el caso del: PROYECTO DE CONSTRUCCIÓN DEL ENSANCHE Y MEJORA DE LA CARRETERA XXX en la provincia de XXXX pk: XX+XXX al pk: YY+YYY. En el cual se presenta una alternativa de los parámetros tomados según proyecto para la ejecución del precorte debido a las deficiencias encontradas al comienzo de los trabajos con las voladuras de precorte.

Será necesario el uso de trabajos de perforación y voladura, encontrándose dos zonas diferenciadas donde se tendrán que aplicar sobre los taludes finales voladuras de precorte:

-Zona 1: rocas graníticas, con unos 18750 m<sup>2</sup> de precorte.

-Zona 2: pizarras, con unos 10200 m<sup>2</sup> de precorte.

Según proyecto las características del macizo rocoso formado por estas dos zonas es la siguiente:

#### **Rocas graníticas:**

Corresponden a granitos, granodioritas y leucogranitos biotíticos de grano fino medio y grueso según su ubicación en la topografía. Aparecen a su vez niveles correspondientes a diques de carácter básico.

En lo que a las características geotécnicas se refiere las rocas deben presentar una resistencia superior a los 50 MPa, roca dura a muy dura en grados R4-R5 de acuerdo a la ISRM (1978). No obstante, los grados de meteorización suponen un aumento de la porosidad y una significativa pérdida de resistencia en la compresión simple.

Partiendo de estos datos y los parámetros de voladura de precorte propuesto en el proyecto constructivo, se realiza la optimización planteada en este estudio de dichas voladuras de precorte para la zona de rocas graníticas y se compara con las definidas en proyecto en términos técnicos y económicos.

#### **Pizarras:**

Las pizarras presentan colores grises oscuros y negros con bandeados composicionales generalizados, y aparecen alteradas y con coloraciones rojizas en el contacto con el material triásico.

Esta litología es la segunda más abundante de la traza, y en lo que a sus características geotécnicas se refiere, su matriz alcanza resistencias medias de entre 40-50 MPa, aunque el macizo se encuentra muy fracturado y deformado por efecto de las distintas etapas de plegamiento que han sufrido. Debido a ello el material presenta una estratificación hojosa y los espesores de meteorización oscilan entre los 2 y 7 m; ocasionalmente aparecen zonas, en los que la roca meteorizada de grado IV alcanza espesores de hasta 15 m, presentándose a modo de arenas y arcillas englobadas en fragmentos de pizarra de tamaño grava y gravilla.

## **CÁLCULO ANALÍTICO DEL PRECORTE PARA LA ZONA DE ROCAS GRANÍTICAS:**

Condiciones que debe de cumplir:

- 1) Se parte de la presión de detonación ( $P_D$ ) de un barreno con la carga acoplada (el explosivo llena completamente el barreno).
- 2) Se minorra la  $P_D$  en función del ratio de desacoplamiento, es decir, de la relación de volúmenes entre carga y barreno. Se obtiene la presión de barreno ( $P_b$ ).
- 3) Se debe cumplir que la presión de barreno ( $P_b$ ) sea inferior a la resistencia estática a compresión de la roca ( $\sigma_c$ ) para evitar la trituración y fisuramiento del macizo rocoso (fenómeno conocido como “cañas quemadas”).
- 4) Se debe cumplir que la presión de barreno ( $P_b$ ) debe superar la resistencia estática a tracción ( $\sigma_t$ ) de la roca, o no se formará superficie de rotura.

### **DATOS DE PARTIDA:**

La formulación empleada requiere de los siguientes datos:

- Densidad del explosivo ( $\rho_e$ ). Calculada a partir del gramaje del cordón y de su diámetro.

PRODUCTO	DIAMETRO INT.	GRAMAJE	DENSIDAD
RIOCORD 80	8.53 mm	80 g/m	1.4 g/cm <sup>3</sup>
RIOCORD 100	9.54 mm	100 g/m	1.4 g/cm <sup>3</sup>

- Velocidad de detonación (VOD): La pentrita que rellena el cordón tiene una velocidad de detonación de 7100 m/s.
- Resistencia estática a compresión de la roca ( $\sigma_c$ ): Es aproximadamente 12 veces superior a la resistencia a la tracción estática ( $\sigma_t$ ). El valor medio de los datos de proyecto es  $\sigma_c = 46.3$  MPa para las rocas graníticas, por lo que  $\sigma_t = 46.3/12 = 3.9$  MPa.

### **APLICACIÓN A LA PROPUESTA OPTIMIZADA**

Se presentan aquí los resultados de aplicar la formulación al diseño de voladura de precorte propuesto.

#### **Parámetros de la voladura**

Diámetro de barreno:  $\Phi$  89 mm

Cordón detonante: 100 g/m

Carga de fondo: 1 cartucho de Goma 2 Eco  $\Phi$  40 mm (417 g)

### **Resultados del cálculo**

$$P_D = 8822 \text{ MPa}$$

$$P_b = 41.5 \text{ MPa} < 46.3 \text{ MPa} \rightarrow 46.3/41.5 = 1.12$$

$$P_b = 41.5 \text{ MPa} > 3.9 \text{ MPa} \rightarrow 41.5/3.9 = 10.64$$

Espaciamiento calculado: 1.05 m

### **APLICACIÓN AL DISEÑO PROPUESTO EN PROYECTO**

#### **Parámetros de la voladura**

Diámetro de barreno:  $\Phi$  76 mm

Cordón detonante: 80 g/m

Carga de fondo: 1 cartucho de Goma 2 Eco  $\Phi$  40 mm (417 g)

Espaciamiento: 0.8 m

### **Resultados del cálculo**

$$P_D = 8822 \text{ MPa}$$

$$P_b = 46.3 \text{ MPa} \approx 46.3 \text{ MPa} \rightarrow 46.3/46.3 = 1 \text{ (NO CUMPLE LA CONDICIÓN 3)}$$

$$P_b = 46.3 \text{ MPa} > 3.9 \text{ MPa} \rightarrow 46.3/3.9 = 11.87$$

### **COMPARACIÓN DE AMBOS ESQUEMAS**

A continuación, se comparan ambas soluciones desde el punto de vista técnico y económico:

#### **COSTO DE LA PERFORACIÓN Y TIEMPO DE EJECUCIÓN**

Propuesta optimizada	0.95 ml /m <sup>2</sup>	SOLUCIÓN MAS ADECUADA
Proyecto	1.25 ml /m <sup>2</sup>	PENALIZA UN 31.5%

#### **USO DE EXPLOSIVO PARA TALUD DE H=10 m**

Propuesta optimizada	1.35 kg/m <sup>2</sup>	SOLUCIÓN MAS ADECUADA
Proyecto	1.52 kg/m <sup>2</sup>	PENALIZA UN 12.6%

### FS FRENTE A ROTURA DEL MACIZO POR COMPRESIÓN

Propuesta optimizada	1.12	SOLUCIÓN MAS ADECUADA
Proyecto	1	PENALIZA UN 12%

### FS FRENTE A CREACIÓN GRIETA DE TRACCIÓN

Propuesta optimizada	10.64	PENALIZA UN 11%
Proyecto	11.87	SOLUCIÓN MAS ADECUADA

### VIBRACIONES ESPERABLES POR ML DE TALUD \*

Propuesta optimizada	1	SOLUCIÓN MAS ADECUADA
Proyecto	1.025	PENALIZA UN 2.5%

\* A partir de la ley de transmisibilidad del terreno ajustada en obra (datos utilizados en el apartado 5.4 para el cálculo del estudio de vibraciones en campo cercano):

$$PPV \text{ (mm/s)} = 917.82 \cdot Q^{0.2} \cdot D^{-0.4}$$

Dónde: PPV: velocidad de vibración (mm/s)

Q: Carga de explosivo (Kg)

D: Distancia (m)

### DESVIACIÓN ESPERABLE DE LOS BARRENOS \*\*

Propuesta optimizada	$1,41 \times 10^{-6}$	SOLUCIÓN MAS ADECUADA
Proyecto	$1,98 \times 10^{-6}$	PENALIZA 7 VECES

\*\* En base al momento de inercia del varillaje usado. Para la solución de propuesta optimizada es un tubo-guía de  $\Phi 76$  mm con varillaje T-51 y para proyecto T-45.

### CONCLUSIONES

- Ambos diseños deben funcionar de forma similar en cuanto a la capacidad de crear una grieta de tracción. La solución de propuesta optimizada genera el 10.6 veces el esfuerzo necesario, mientras que la de proyecto. genera el 11.9 veces el esfuerzo necesario.



- En el apartado de daños a la roca por trituración en el barreno y vibraciones, la solución de proyecto es aproximadamente un 12% superior y como se puede comprobar la solución de proyecto puede generar trituración en el anillo alrededor del barreno y producir cañas quemadas.
- En el apartado económico y de tiempo de perforación, la solución de propuesta de optimización es un 76% más favorable que la del proyecto.
- Los resultados son válidos para los supuestos geotécnicos medios según los datos del proyecto constructivo.

## 8.2 Taludes finales de canteras:

En las operaciones de minería en exterior son necesarias las voladuras de contorno para el control de taludes, conllevando en la mayoría de casos un aumento de reservas minerales y seguridad de la operación, tanto en temas de productividad como de riesgo para el personal. El precorte permite ángulos más escarpados en el talud final del banco.



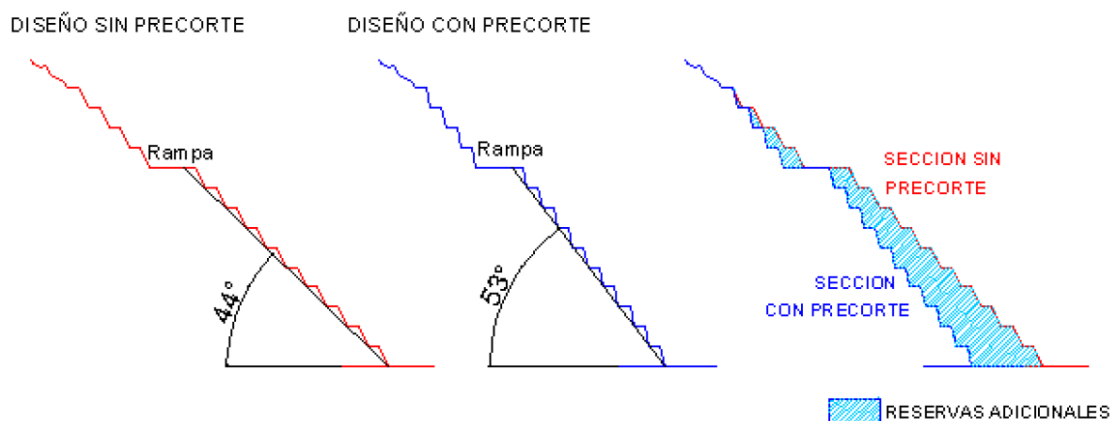
Cuadro 8.1 Estado taludes en producción sin definir todavía los límites de excavación finales.

Los resultados obtenidos con la técnica de precorte demuestran que existen expectativas y beneficios de su uso. Esto implica:

- Seguridad, con lo que se desarrolla una operación productiva, con taludes estables y definidos, acorde a la geometría de diseño de explotación, evitando el colapso de materiales rocosos.
- El obtener taludes definidos y estables permiten incrementar los ángulos de banco, y ángulos entre rampas, los cuales reflejarán la magnitud de movimientos de materiales (mineral + estéril), evaluando el beneficio económico asociado al menor

movimiento de materiales producto del incremento angular en los distintos sectores de la mina.

Los resultados del precorte deben ser satisfactorios, y se requiere del continuo seguimiento a los taludes en términos de estabilidad, competencia y factor de seguridad. También se pueden apreciar las reservas adicionales que se pueden obtener con la continuidad de una operación de precorte.



Cuadro 8.2 Aumento de las reservas de mineral por el cambio de inclinación en los taludes.

De esta manera para calcular la diferencia de volumen que implicaría el incremento del ángulo del talud se puede aproximar mediante:

$$\Delta V = V_1 - V_2 = \frac{H^2 \cdot L}{2} \left( \frac{1}{\tan \beta_1} - \frac{1}{\tan \beta_2} \right) \quad (71)$$

Donde:

H: altura de la explotación(m).

L: perímetro de la explotación en el punto medio de profundidad (m)

$\beta_1$ : ángulo inicial del talud.

$\beta_2$ : ángulo inicial del talud.

Así, suponiendo una altura de explotación de 500 m, para un perímetro de 8500 m y pasar de un ángulo de talud de 52° a un ángulo mayor de 55° con todas las garantías de no disminuir su factor de seguridad, supone un incremento  $\Delta V$  de 86 millones de m<sup>3</sup>. Teniendo en cuenta la densidad de la roca en torno a 2.65 t/m<sup>3</sup> dicho volumen corresponde a 228 t de material extraído tan solo con el aumento de ángulo de los taludes.





Cuadro 8.3 Explotación con bermas y taludes finales desarrollados.

El obtener taludes definidos y estables permiten un mejor aprovechamiento de las reservas minerales por fase de desarrollo, lo cual se traduce en eliminar el movimiento de millones de toneladas de desmonte. Con este principio se pueden explotar yacimientos con leyes cada vez más bajas. Por supuesto, habrá que realizar un estudio de mercado del aumento de mineral obtenido para ver si compensa la inversión y gasto en mejorar la estabilidad de taludes mediante el empleo de voladuras de contorno.

### 8.3 Obras subterráneas (túneles y galerías):

El caso de aplicación es el diseño de túnel ferroviario para alta velocidad con una longitud de 8.7 km, una sección de 70 m<sup>2</sup> y un radio de bóveda de 5 m. Se ejecutará mediante perforación y voladura en avance y destroza. Se realizará una excavación de 637000 m<sup>3</sup>, con 48000 m<sup>3</sup> de hormigón proyectado, 540000 ml de bulones y cerca de 3500 t de cerchas para sostenimiento.

En proyectos de obras subterráneas, especialmente en túneles, la excavación por voladuras causa inevitablemente daños al macizo rocoso circundante. Sin embargo, la extensión del daño tiene que estar dentro de unos límites establecidos previamente en el proyecto. El aumento de los costes del proyecto debido a la sobrerotura y al daño del macizo rocoso, requiriendo sostenimiento adicional es la mayor causa de disputa. Los efectos inmediatos del daño extendido más allá de la sobrerotura podrían no ser visibles a simple vista, si no que podrían aparecer a posteriori los problemas y añadir costes de mantenimiento después de la construcción, acortándose la vida de servicio de la estructura subterránea por el daño inducido por las voladuras.

Con las técnicas de voladuras de recorte se obtiene un perfil de excavación adecuado, pero la extensión del daño está gobernada no sólo por la carga lineal de los barrenos de contorno, sino también por los parámetros geomecánicos del macizo rocoso. Estos daños tienden a reducir los valores del RQD en la zona cercana. De forma general, esta reducción del RQD supone que en zonas ligeramente más profundas el macizo rocoso disminuya hasta en un 15% los valores según los estudios realizados por Verma y. Singh (2018) [36], con lo que implica que la Q descienda también y se tienda a un aumento en la severidad del sostenimiento en algunos casos.

Utilizando una valoración para el control del sostenimiento basado en el índice Q de Barton se puede estimar la mejora de dicho índice mediante el control de daños a la excavación y poder ver el ahorro que implicaría tales medidas.

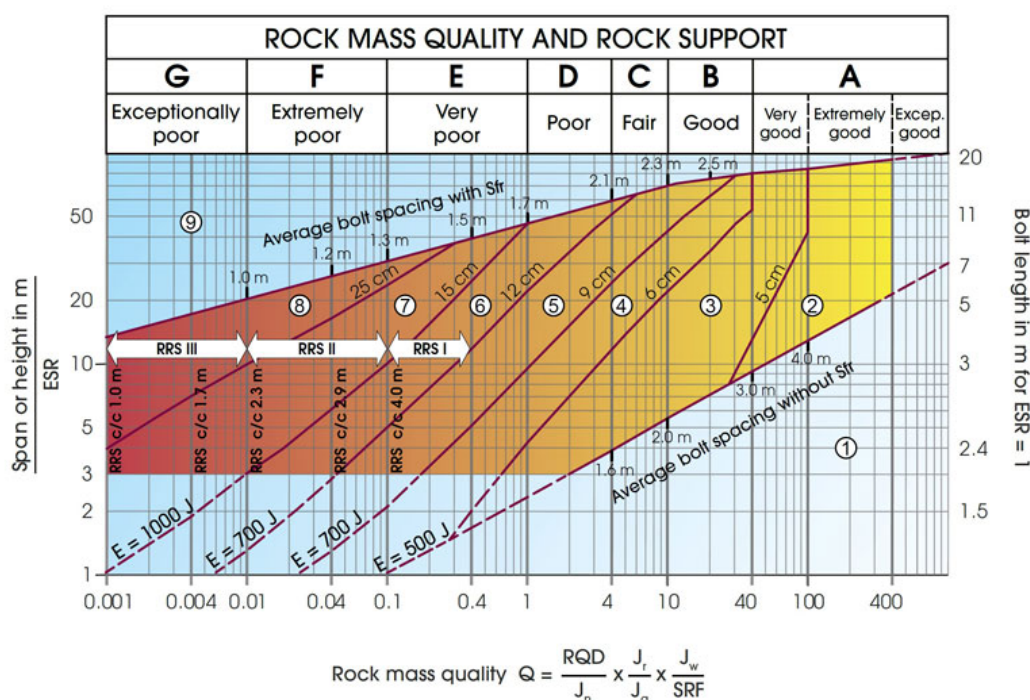


Gráfico 8.1 Sostenimientos según el índice Q. Fuente Barton (2000) [54].

A modo de ejemplo para una excavación de terreno con el mismo tipo de sostenimiento calculado, se puede ver que con una mejora tan solo del 10% en el RQD para un terreno con un índice de Q original de 1.6, se obtiene un valor de Q nuevo de 2.15, como se puede ver en el siguiente gráfico.

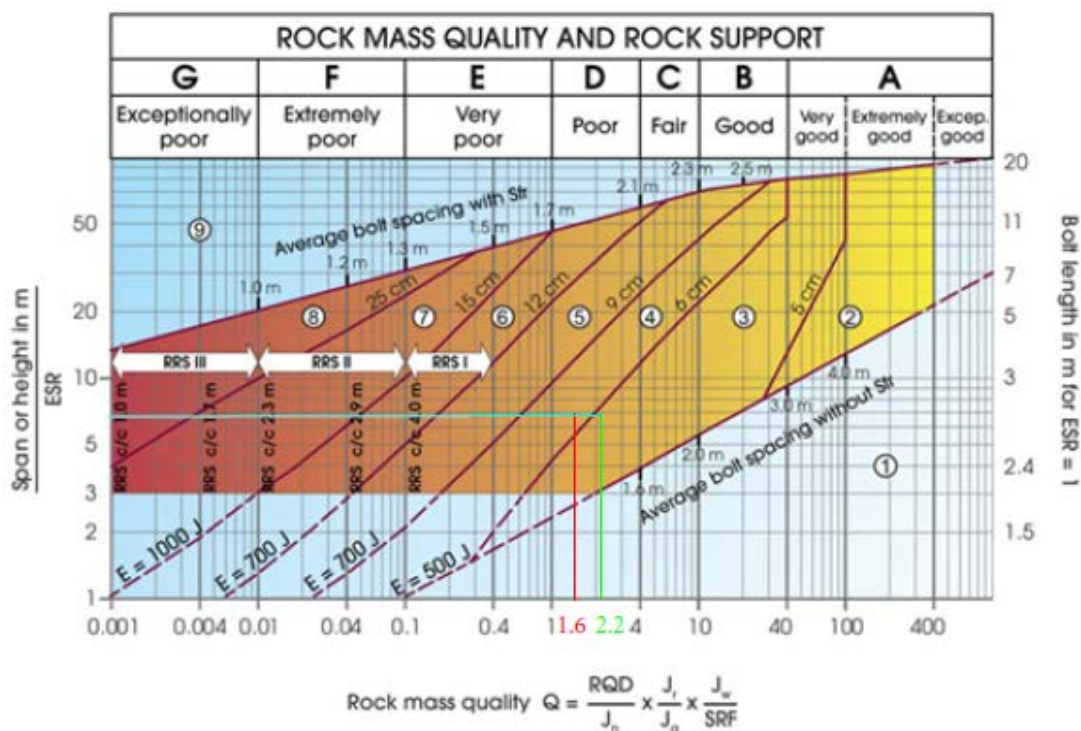


Gráfico 8.2 Comparativa de índices de Q original y Q con reducción de daños.

Como se observa, con el valor de Q original se obtiene un requerimiento de sostenimiento con hormigón proyectado de espesor: 6-9 cm y espaciado entre bulones de 1.8 m, mientras que para el valor de Q con reducción de daños al macizo rocoso se obtiene un sostenimiento de hormigón proyectado de espesor: 5-6 cm y espaciado entre bulones de 2 m.

Los elementos que sufren la influencia de los daños y su coste reflejado en el túnel son los siguientes:

- Exceso de material a desescombrar: 11 €/m de avance.
- Hormigón proyectado para sostenimiento: 66 €/m de avance.
- Aumento del bulonado en cada sección de avance: 95 €/m de avance.
- Exceso de horas debido a incremento de tiempo en los trabajos: 85 €/m de avance.

Con lo que a la vista de los resultados, incluso un aumento en gastos de perforación y explosivos debido al uso de barrenos de menor diámetro y mayor número de ellos, compensa sobradamente los gastos ocasionados por el resultado de voladuras que provoquen sobrerotura y sobreexcavación en la sección de excavación.



## **9. PRESUPUESTO:**

Para llevar a cabo el estudio sobre las principales voladuras de contorno, optimización y desarrollo de una metodología de cálculo relacionada con los parámetros geomecánicos del terreno se estiman los siguientes costes en adquisición de equipos con su mantenimiento y del personal para la realización de los trabajos.

La duración de estos trabajos será la contemplada en el proyecto según sea el caso, manteniéndose simplemente el coste fijo de adquisición de los equipos y detallando el coste por hora del personal y aplicándolo para un supuesto de una duración de 1 año.

### **9.1 Adquisición de equipos:**

Serán necesarios:

- Sismógrafo con 4 canales de entrada, 1(una) unidad: 7600 €Ud.
- Geófono con longitud de cable 30 m, 2 (dos) unidades: 2450 €Ud.
- Martillo de Schmidt tipo N, 1 (una) unidad: 2200 €Ud.
- Prensa de carga puntual, 1 (una) unidad: 4750 €Ud.

### **9.2 Mantenimiento y calibración de equipos:**

Se estima en un 7% del valor de los equipos para su mantenimiento, calibraciones y posibles reparaciones.

- Coste de mantenimiento y calibración de equipos: 1360 €año

### **9.3 Personal:**

Para la realización del estudio serán necesarios dos (2) ingenieros de minas a jornada completa. El coste de personal se establece por año de trabajo, pudiéndose ajustar a la duración real que tenga el proyecto.

- Coste de ingeniero de minas: 35000 €año persona

### **9.4 Partida de seguridad y salud:**

Se incluyen las partidas de los EPI's necesarios para el personal, cursos de seguridad y mutua.

- Coste estimado de la partida de seguridad y salud: 4500 €año.

CONCEPTO	PRECIO TOTAL
1. Adquisición equipos	19450 €
2. Mantenimiento y calibración de los equipos	1360 €
3. Personal	70000 €
4. Partida de seguridad y salud	4500 €
<b>TOTAL EJECUCIÓN</b>	<b>95310 €</b>
<b>Gastos Generales 13%</b>	12390.3 €
<b>Beneficio industrial 9%</b>	8577.9 €
<b>PRESUPUESTO (IVA no incluido)</b>	<b>116278.2 €</b>
<b>IVA 16%</b>	18604.51 €
<b><u>TOTAL PRESUPUESTO POR CONTRATA</u></b>	<b><u>134882.71 €</u></b>

## 10. CONCLUSIONES:

Las voladuras de contorno es mucho más que simplemente disparar una voladura de precorte o recorte, se debe de tener en cuenta una serie de condiciones para poder diseñarlas correctamente, como son:

- Una evaluación geológica y geotécnica del macizo rocoso donde se pretende trabajar.
- El tipo de explosivo a utilizar, ya sea cordón detonante, emulsión, ANFO, ... y su grado de acoplamiento.
- La obtención de los parámetros geomecánicos necesarios para los cálculos, así como su seguimiento para una mejora de la calidad
- El tipo de perforación a emplear y su diámetro, con sus tiempos de ejecución y posibles desviaciones.

Finalmente, la decisión de poner en práctica un programa de voladura de contorno de buena calidad, es el resultado de un equipo de trabajo integral que recae en la participación de todos los departamentos involucrados (producción, geotecnia, perforación y voladura). Muchas veces las razones de porque no se pueden lograr buenos resultados, no está en el tipo de técnica usada, el diámetro de perforación, el explosivo y ni siquiera en el tipo de roca, sino en el poder disponer de los datos adecuados para obtener unos resultados correctos. Cuando se ejecuta una voladura de contorno, siempre se piensa en el costo que involucra dicha operación, sin llega a relacionarlos con el beneficio de seguridad que se obtiene con los resultados. si bien es cierto, el precorte incrementa los costes unitarios de perforación y voladura, este se compensa con creces y además brinda utilidad, cuando es aplicado de manera segura y conociendo los principios técnicos, queda demostrado por el uso extendido y en todo tipo de obras de ingeniería civil.

La experiencia demuestra que los diseños no están bien implementados en la mayoría de las ocasiones tanto en las voladuras de contorno como en las de producción colindantes a estas, afectando e induciendo daño a la pared final de la excavación.

Con este estudio se demuestra que partiendo de métodos sencillos de cálculo, puede llegar a optimizarse las operaciones de voladuras de contorno y las propias implicaciones que conllevan unos resultados nefastos. A partir de ensayos sencillos, se van recopilando los datos necesarios para desarrollar estos cálculos, esto comienza antes de alcanzar el perfil final deseado de excavación, evaluando también las influencias del resto de voladuras de producción sobre el macizo rocoso y como se pueden mitigar sus efectos adversos.

Debido al carácter variable de los macizos rocosos no hay que tender a la generalización de un cálculo para toda la explotación/obra, si no ir desarrollando diferentes zonas, cada una de ellas con sus características propias. Para lograr una optimización completa en las voladuras de contorno hay que desarrollar una serie de estudios con sus análisis para poder cuantificar y establecer el comportamiento actual según las condiciones geotécnicas de las diferentes zonas que se encontrarán en los trabajos, ya sean obras líneas (carreteras y túneles) como minas y canteras.

Es por eso que, aunque no se pueda invertir mucho tiempo y dinero en gran cantidad de ensayos sobre muestras enviadas al laboratorio, si se puede mediante métodos simples en campo obtener unos parámetros que guíen sobre el comportamiento del macizo rocoso y permitan desarrollar estas voladuras de contorno optimizadas.

Mediante el uso de estaciones geomecánicas que permitan un reconocimiento de parámetros básicos como la resistencia a la compresión (ya sea con el uso del índice de carga puntual o con el martillo de Schmidt), la velocidad de propagación de las ondas P y un estudio de vibraciones en campo cercano, es posible un desarrollo rápido y con una precisión suficiente para una rápida aplicación en campo ante la premura con que se suelen llevar a cabo este tipo de trabajos.



## 11. BIBLIOGRAFÍA:

ÁLVAREZ, Diego Sánchez, et al. Influencia de la perforación en los resultados de una voladura en banco y su impacto en los costes. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, 2011, no 206, p. 12-15.

[42] ALTINDAG, Raşit. Correlation between P-wave velocity and some mechanical properties for sedimentary rocks. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2012, vol. 112, no 3, p. 229-237.

ARORA, Shrey; DEY, Kaushik. Estimation of near-field peak particle velocity: A mathematical model. *Journal of Geology and Mining Research*, 2010, vol. 2, no 4, p. 68-73.

AYDIN, Adnan; BASU, Arindam. The Schmidt hammer in rock material characterization. *Engineering Geology*, 2005, vol. 81, no 1, p. 1-14.

[34] AYDIN, Adnan. ISRM suggested method for determination of the Schmidt hammer rebound hardness: revised version. *The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014*. Springer, Cham, 2008. p. 25-33.

[54] BARTON, N.; GRIMSTAD, E. El sistema Q para la selección del Sosténimiento en el método noruego de Excavación de túneles. *López-Jimeno, M*, 2000, p. 1-41.

BASTANTE, Fernando García; ALEJANO, Leandro; GONZÁLEZ-CAO, Jose. Predicting the extent of blast-induced damage in rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2012, vol. 56, p. 44-53.

[12] BAUER, Alan, et al. The status of rock mechanics in blasting. *The 9th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*. American Rock Mechanics Association, 1967.

[7] BAUER, A. Wall control blasting in open pits. *Proceedings of the 14th Canadian Rock Mechanics Symposium, Vancouver, British Columbia, Canada*. 1982. p. 3-10.

[18] BECHTELL, W. R. *Project RD Bailey experimental excavation program.[Spillway]*. California Univ., Livermore (USA). Lawrence Livermore Lab., 1975.

BICKERS, C. F., et al. Wall control blasting practices at BHP Billiton iron ore Mt Whaleback. *Fragblast*, 2002, vol. 6, no 3-4, p. 359-380.

[28] BROCH, E.; FRANKLIN, J. A. The point-load strength test. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. Pergamon, 1972. p. 669-676.

[15] CALDER, P. N., et al. Pre-Split Blast Design For Open-Pit And Underground Mines. *5th ISRM Congress*. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering, 1983.

CEBRIÁN, B. Control de estabilidad de taludes mediante voladuras de contorno-cámara de aire. *XII Congreso Internacional de Energía y Recursos Minerales Oviedo*. 2007.

- [39] CHARY, K. B., et al. Evaluation of engineering properties of rock using ultrasonic pulse velocity and uniaxial compressive strength. *Proc. National Seminar on Non-Destructive Evaluation, Hyderabad*. 2006. p. 379-385.
- [9] CHIAPPETTA, F. Pre-splitting and controlled blasting techniques. *Second High-Tech Seminar, Blasting Technology Applications, Orlando, Florida*. 1990.
- [11] COOK, Melvin A. The science of high explosives, Reinhold Publ. Corp., London, 1958.
- [3] COPCO, Atlas. Atlas Copco Group. 2010.
- COSTAMAGNA, Elisa, et al. Assessment of contour profile quality in D&B tunnelling. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, vol. 75, p. 67-80.
- [23] CUNNINGHAM, C. V. B.; GOETZSCHE, A. F. The specification of blast damage limitations in tunnelling contracts. *Tunnelling and underground space technology*, 1990, vol. 5, no 3, p. 193-198.
- CUNNINGHAM, C. Concepts of blast hole pressure applied to blast design. *Fragblast*, 2006, vol. 10, no 1-2, p. 33-45.
- DEVINE, James F. *Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting*. US Department of the Interior, Bureau of Mines, 1966.
- DEY, Kaushik; MURTHY, V. M. S. R. Determining blast damage envelope through vibration model and validation using seismic imaging. *Mining Technology*, 2011, vol. 120, no 2, p. 90-94.
- DINDARLOO, S. R.; ASKARNEJAD, N. A.; ATAIEI, M. Design of controlled blasting (pre-splitting) in Golegozar iron ore mine, Iran. *Mining Technology*, 2015, vol. 124, no 1, p. 64-68.
- ESEN, S.; ONEDERRA, Italo; BILGIN, H. A. Modelling the size of the crushed zone around a blasthole. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2003, vol. 40, no 4, p. 485-495.
- FLOYD, J. L. Minimizing blast damage to rock slopes. *Explosives and Blasting Technique*, 2000, p. 179-182.
- [29] FRANKLIN, John Alan. Classification of rock according to its mechanical properties. 1970. Tesis Doctoral. University of London.
- GALVAN, Manolo; PRECIADO, Jorge; SERÓN, Jose. Correlation between the point load index,  $Is(50)$ , and the resistance to unconfined compression in limestone from the comunidad Valenciana, Spain. *Acta Geotechnica Slovenica*, 2014, vol. 11, no 2, p. 35-45.
- GONZÁLEZ, A.; MUÑOZ, C.; ANDRADRES, A.; *New method to obtain optimum pre-splitting design criteria considering the rock mass properties*. 2th International Seminar on Geology for the Mining Industry. Geomin.
- [44] GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I., et al. Ingeniería geológica. 2002.

- [46] HOEK, E.; CARRANZA-TORRES, C.; CORKUM, B. El criterio de rotura de Hoek-Brown. *Ingeotúneles, Capítulo*, 2002, vol. 1, p. 35-47.
- [45] HOEK, Evert; DIEDERICHS, Mark S. Empirical estimation of rock mass modulus. *International journal of rock mechanics and mining sciences*, 2006, vol. 43, no 2, p. 203-215.
- [13] HOLMBERG, Roger; PERSSON, Per-Anders. *The Swedish approach to contour blasting*. SveDeFo, 1978.
- HUSTRULID, William A. *Blasting principles for open pit mining: general design concepts*. Balkema, 1999.
- HUSTRULID, W.; LU, W. Some general design concepts regarding the control of blast-induced damage during rock slope excavation. *Proceedings 7th Rock Fragmentation by Blasting, Beijing*, 2002.
- [10] HUSTRULID, W. A Practical, yet technically sound, design procedure for pre-split blasts. *Proceedings of the annual conference on explosives and blasting technique*. ISEE; 1999, 2007. p. 399.
- HUSTRULID, W. A.; IVERSON, S. R. Evaluation of Kiruna mine drifting data using the NIOSH design approach. *Rock Fragmentation by Blasting. Sanchidrián*, 2010, p. 497-506.
- [26] HUSTRULID, William; JOHNSON, Jeffrey. A gas pressure-based drift round blast design methodology. 2008.
- [33] ISRM, Int. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Commission on the standardization of Laboratory and Field Tests in Rock Mechanics, ISRM*, 1978.
- IVERSON, S. R., et al. Mining Publication: Application of the NIOSH-Modified Holmberg-Persson Approach to Perimeter Blast Design. *Proc 34th Ann Conf Explos Blasting Tech*. 2008. p. 1-33.
- IVERSON, Stephen R.; HUSTRULID, William A.; JOHNSON, Jeffrey C. A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications. *Report of Investigations*, 2013, vol. 9691.
- [6] JOHANSSON, Carl Hugo; PERSSON, Per-Anders. *Detonics of high explosives*. Academic Press, 1970.
- [32] JORDÁ, L., et al. Manual de estaciones geomecánicas. *Descripción de macizos rocosos en afloramientos. López Jimeno (ed.)*, 2016.
- [43] KAHRAMAN, S. The correlations between the saturated and dry P-wave velocity of rocks. *Ultrasonics*, 2007, vol. 46, no 4, p. 341-348.
- [35] KHADEMIAN, Amir; BAGHERPOUR, Raheb. Alteration of grindability of minerals due to applying different explosives in blasting operation. *Minerals Engineering*, 2017, vol. 111, p. 174-181.

[24] KHC (Korea Highway Corporation), 2002, <http://www.freeway.co.kr> Accessed 2002 March 15.

KILEBRANT, M.; NORRGARD, T.; JERN, M. The size of the damage zone in relation to the linear charge concentration. *Proceedings of the 9th international symposium on rock fragmentation by blasting, Granada, Spain*. 2009. p. 449-457.

[41] KILIÇ, A.; TEYMEN, Ahmet. Determination of mechanical properties of rocks using simple methods. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 2008, vol. 67, no 2, p. 237.

KIM, Y.; BRULAND, A. A study on the estimation of the Tunnel Contour Quality Index in a drill and blast tunnel. *Proceeding of 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*. 2009. p. 507-513.

KONYA, Calvin J. *Blast design*. Intercontinental Development, 1995.

KONYA, Calvin J.; ALBARRÁN, Enrique. *Diseño de voladuras*. Ediciones Cuicatl, 1998.

[21] KONYA, Anthony; KONYA, Calvin J. Precision Presplitting Optimization. *Proceedings of the Forty-Second Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. 2016. p. 65-74.

KONYA, Anthony; KONYA, Calvin J. Precision Presplitting—Changes to Design Methodology Based on Young's Modulus. *70th Highway Geology Symposium Highway Geology Symposium*. 2019.

KONYA, Anthony Joseph. *The Mechanics of Precision Presplitting*. 2019. Tesis Doctoral. Missouri University of Science and Technology.

LANGFORS, Ulf, et al. *Técnica moderna de voladura de rocas*. Urmo, 1987.

[49] LEBLANC, T.; HEILIG, J.; RYAN, J. Predicting the Envelope of Damage from the Detonation of a Confined Charge. *Proceedings of the Sixth High-Tech Seminar on the State of the Art in Blasting Technology Instrumentation and Explosives Applications*. 1995. p. 225-291.

[19] LEJUGE, G. E., et al. Blast damage mechanisms in open cut mining. *Open Pit Blasting Workshop*. 1994. p. 96.

LÓPEZ JIMENO, C; BERMUDEZ, Pilar García. Afección de los taludes rocosos por las vibraciones generadas en las voladuras. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, 2001, no 91, p. 26-32.

[1] LÓPEZ JIMENO, C., et al. Manual de perforación y voladura de rocas. 2003.

[53] LÓPEZ JIMENO, C; LÓPEZ JIMENO, Emilio; BERMÚDEZ, Pilar García. *Manual de voladuras en túneles*. ETSI Minas, Universidad Politécnica de Madrid, 2010.

[2] LÓPEZ JIMENO, C.; LÓPEZ JIMENO, E.; GARCIA BERMUDEZ, P. Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras. 2017.

- [25] MANDAL, S. K.; SINGH, M. M.; DASGUPTA, S. A theoretical concept of structural dynamics to evaluate blast-induced damage on structures. *Mining technology*, 2005, vol. 114, no 4, p. 219-226.
- [47] MARINOS, P.; MARINOS, V.; HOEK, E. El Índice de Resistencia Geológica (GSI): Una Herramienta de Caracterización para la Evaluación de las Propiedades Ingenieriles de Macizos Rocosos. *Canadá: Rocscience*, 2007.
- [50] MCKENZIE, C., et al. Application of computer assisted modelling to final wall blast design. *Proceedings of the EXPLO'95—A Conference Exploring the Role of Rock Breakage in Mining and Quarrying*. 1995. p. 285-292.
- MCKENZIE, C. Limit blast design: Controlling vibration, gas pressure and fragmentation. *Proceedings 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, PK Singh and A. Sinha (eds), Fragblast*. 2012. p. 85-94.
- MCKENZIE, C. K. Blasting near open pit walls. *Proceedings of the First Asia Pacific Slope Stability in Mining Conference*. Australian Centre for Geomechanics, 2016. p. 83-94.
- MEYER, Rudolf; KÖHLER, Josef; HOMBURG, Axel. *Explosives*. John Wiley & Sons, 2016.
- [31] MILLER, R. P.; DEERE, Don Uel. *Engineering classification and index properties for intact rock*. Illinois Univ At Urbana Dept Of Civil Engineering, 1966.
- MOREIRA, Carlos, et al. Control de daños por voladura en taludes finales en mina Aguablanca. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, 2012, no 218, p. 15-17.
- MORENO, Angel Garrido; DOMINGO, Jesús Félix. Utilización de precorte en la restauración de una cantera de caliza de Readymix Asland. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, 2002, no 103, p. 34-39.
- [27] NORMA, U.N.E. 22950-2: 2003. *Resistencia a la tracción. Determinación indirecta*. Spanish Association for Standardization and Certification (AENOR), Madrid.
- OLOFSSON, Stig O. *Applied explosives technology for construction and mining*. Applex, 1990.
- [52] ONEDERRA, I. Near field vibration monitoring of SLC ring blasting in XC11 of the 5305 level undercut. *JKMRC BART II Internal Project Report, Brisbane, Australia*, 2001.
- ONEDERRA, I.; ESEN, S. An alternative approach to determine the Holmberg-Persson constants for modelling near field peak particle velocity attenuation. *Fragblast*, 2004, vol. 8, no 2, p. 61-84.
- ONEDERRA, I.; CHITOMBO, G. Design methodology for underground ring blasting. *Mining Technology*, 2007, vol. 116, no 4, p. 180-195.
- ONEDERRA, I. A.; CATALAN, A.; QUIDIM, J. Evaluating pre-split performance through direct measurements of near field acceleration, particle velocity and gas pressure. *Mining Technology*, 2016, vol. 125, no 2, p. 71-81.



- [20] ORIARD, L. L. Field Tests with Fracture Control Blasting Technique. *Proceedings, 1981 Rapid Excavation and Tunneling Conference*. 1981. p. 874-884.
- [16] ORIARD, Lewis L. *Explosives engineering, construction vibrations and geotechnology*. International Society of Explosives, 2002.
- OUCHTERLONY, Finn; OLSSON, Mats; BERGQVIST, Ingvar. Towards new Swedish recommendations for cautious perimeter blasting. *Fragblast*, 2002, vol. 6, no 2, p. 235-261.
- OUCHTERLONY, F.; SANCHIDRIÁN, J. A. A review of development of better prediction equations for blast fragmentation. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2019, vol. 11, no 5, p. 1094-1109.
- PAINE, Rolf S.; HOLMES, D. K.; CLARK, Harry E. Controlling Overbreak by Presplitting. *Mining Research*. Pergamon, 1962. p. 179-209.
- [14] PERSSON, Per-Anders; HOLMBERG, Roger; LEE, Jaimin. *Rock blasting and explosives engineering*. CRC press, 1993.
- [48] RAMÍREZ OYANGUREN, Pedro; ALEJANO MONGE, Leandro R. Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes. 2004.
- ROCHA, M., et al. Wall control by blasting optimization at "Las Cruces" open pit copper mine (Spain). *Rock Fragmentation by Blasting: The 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 2012 (Fragblast 10)*. Taylor & Francis Books Ltd, 2013. p. 715-724.
- RORKE, A. J. Limiting Blast-induced Damage on Final Pit Walls Design methods for controlled blasts in quarries and hard rock mines. *Quarry Management*, 2011, vol. 38, no 2, p. 15.
- SANCHIDRIÁN, José A.; GARCIA-BERMUDEZ, P.; JIMENO, Carlos L. On borehole pressure and spacing in cautious blasting with an extension to water-filled holes. *Fragblast*, 1998, vol. 2, no 2, p. 235-248.
- [5] SANCHIDRIÁN, José A.; Patiño, A. Numerical Modeling of Detonating Cords in Uncoupled Holes. *Proceeding of The Seventh International Symposium On Fragmentation By Blasting, Beijing*. 2002. p. 216-220.
- [8] SANDEN, B.H. *Pre-split blasting*. 1974. Thesis (M. Sc.)--Queen's University.
- [37] SHARMA, P. K.; SINGH, T. N. A correlation between P-wave velocity, impact strength index, slake durability index and uniaxial compressive strength. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 2008, vol. 67, no 1, p. 17-22.
- SILVA, Jhon; WORSEY, Tristan; LUSK, Braden. Practical assessment of rock damage due to blasting. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2019, vol. 29, no 3, p. 379-385.
- SPATHIS, Alex; NOY, Mike J. *Vibrations from Blasting: Workshop hosted by Fragblast 9-the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*. CRC Press, 2009.



- STIEHR, Joh F.; DEAN, J. L. ISEE blasters' handbook. *International Society of Explosives Engineers Ed*, 2011, p. 837-869.
- SUN, Changshou. *Damage zone prediction for rock blasting*. 2013. Tesis Doctoral. Department of Mining Engineering, University of Utah.
- [4] TAMROCK, Sandvik. Rock Excavation Handbook. *Sandvik Tamrock Corporation*, 2006.
- TESARIK, D. R.; HUSTRULID, W. A hydrodynamics-based approach for predicting the blast damage zone in drifting as demonstrated using concrete block data. *Blast. Fragn*, 2009, vol. 3, no 2, p. 141-166.
- THOTE, N. R.; RAMANA, Ch Venkat. Investigation into effect of blasting on slope stability in opencast coal mines. *Rock Fragmentation by Blasting: The 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, 2012 (Fragblast 10)*. Taylor & Francis Books Ltd, 2013. p. 763-768.
- [30] TOMÁS, R., et al. Ensayos geotécnicos de suelos y rocas. *Roberto Tomás, Juan C. Santamarta, Miguel Cano, Luis E. Hernández y Javier García-Barba editores*, 2013.
- TORNERO, Emilio Trigueros; MARTÍNEZ, Juan Martínez. Limitación de carga operante para voladuras en canteras de roca ornamental: Aplicación a una cantera de Piedra Bateig. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, 2009, no 182, p. 16-21.
- [38] TUĞRUL, Atiye; ZARIF, I. H. Correlation of mineralogical and textural characteristics with engineering properties of selected granitic rocks from Turkey. *Engineering geology*, 1999, vol. 51, no 4, p. 303-317.
- [17] TUNSTALL, A. M. Damage to underground excavations from open-pit blasting. *Transactions Of The Institutions Of Mining And Metallurgy Section A-Mining Technology*, 1997, vol. 106, p. A19-A24.
- UYSAL, Onder, et al. Effect of barrier holes on blast induced vibration. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2008, vol. 45, no 5, p. 712-719.
- [22] VERMA, H. K.; SINGH, P. K.; SWARUP, A.; ARORA, H.L.; SINGH D.V. Overbreak in underground excavations – some key insights. *12th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 2018. p. 179-187.
- [36] VERMA H. K.; SINGH P. K.; BHARDWAJ A.; SHARMA V. Impact of blasting on surrounding rock mass properties. *12th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, 2018. p. 189-199.
- [51] VILLAESCUSA, E.; SCOTT, C.; ONEDERRA, I. Near field blast monitoring at Hilton. *Mount Isa technical report no. RES MIN 78*, 1997.
- WANG, Min; WAN, Wen. A new empirical formula for evaluating uniaxial compressive strength using the Schmidt hammer test. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, vol. 123, p. 104094.

WORKMAN, Lyall; CALDER, P. N. Wall control blasting at the Manassas Quarry. *Proceedings of the annual conference on explosives and blasting technique*. International Society of Explosives Engineers, 1992. p. 243-243.

WORKMAN, Lyall; ELORANTA, Jack. The effects of blasting on crushing and grinding efficiency and energy consumption. *Proc 29th Con Explosives and Blasting Techniques, Int Society of Explosive Engineers, Cleveland OH*, 2003, p. 1-5.

[40] YAŞAR, E.; ERDOĞAN, Y. Yapı-Kaplama Kayalarının P Dalga Hızı ile Fiziko-Mekanik Özellikleri Arasındaki İlişkilerin İstatistiksel Analizi, Türkiye IV. *Mermer Sempozyumu (Mersem'2003) Bildiriler Kitabı*, Ankara, 2003, p. 353-362.

ZENG, Yongqing, et al. Blast-induced rock damage control in Fangchenggang nuclear power station, China. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2018, vol. 10, no 5, p. 914-923.

ZHANG, Zong-Xian. *Rock fracture and blasting: theory and applications*. Butterworth-Heinemann, 2016.

ZHENG, Huihui, et al. The effects of blast damage zone thickness on rock slope stability. *Engineering geology*, 2018, vol. 246, p. 19-27.

## **ANEXOS:**

## A.1 Hojas de especificaciones de explosivos:

# RIOCORD

Cordón Detonante

www.maxam.net

## RIOCORD

CORDON DETONANTE

RIOCORD es un cordón detonante flexible con un núcleo explosivo de Pentrita (PETN). RIOCORD detona aproximadamente a una velocidad de 7.500 m/s.

El RIOCORD, usado correctamente, puede iniciar explosivos encartuchados y multiplicadores (RIOBOOSTER). El RIOCORD también se puede utilizar como línea maestra para iniciar detonadores no eléctricos (RIUNEL) o reles de micrometardo (RIODELAY).

RIOCORD se fabrica en tres tipos, reforzado, estándar y de seguridad para atmósferas inflamables.

El RIOCORD de seguridad o permisible, se fabrica en 6 g/m y recubrimiento con un agente inhibidor en su composición, que le permiten ser utilizado en la minería subterránea de carbón.

Los cordones reforzados RIOCORD se pueden emplear en condiciones donde se necesitan características especiales, como alta resistencia a la tracción y abrasión.

1. Cordones reforzados con alta resistencia a tracción y abrasión.

2. Código de colores que permite una rápida identificación.

### Ventajas

- Seguro, fiable y fácil de usar.
- Excelente resistencia a la penetración de agua y aceite.
- Código de colores para rápida y fácil identificación.
- Gran flexibilidad y seguridad en la permanencia de los nudos.

RIOCORD 80 y RIOCORD 100 se utilizan en voladuras de contorno (precorte y recorte).

Toda la gama de RIOCORD es resistente al aceite y al agua. El RIOCORD se puede iniciar con un detonador óctuple o mediante otra línea de RIOCORD. Las conexiones recomendadas en cada caso, se explican en la Hoja de Recomendaciones de Utilización incluida en las cajas y se deben cumplir siempre.

Es esencial asegurarse de que el cordón está seco en el punto donde va a ser iniciado.

maxam

030200RIOCORD\_01

RIOCORD

RIOCORD estándar, Clase 1.1D (valores nominales)								
Tipo	Gramaje (g/m)	Color	Diametro (mm)	Resistencia a tracción (kg)	Embalaje rollos x longitud (m)	Peso Neto (kg)	Peso Bruto (kg)	Aplicaciones
6	6	Rosa	3,6	60	2x400 or 4x200	10,5/10,6	12,0/12,2	Línea maestra para no eléctricos.
10	10	Rojo	4,3	75	2x250 or 4x125	10,0/10,0	11,4/11,6	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Línea maestra
12	12	Azul	4,4	75	2x250 or 4x125	11,0/11,0	12,4/12,6	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Línea maestra
20	20	Bianco	5,7	100	2x200 or 4x100	13,5/13,6	15,0/15,2	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Sísmica
40	40	Verde	7,8	100	2x100	12,6	14,0	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Sísmica
80	80	Amarillo	10,3	70	2x50	12,5	14,0	Voladuras de contorno
100	100	Rojo	11,2	70	2x50	12,6	14,0	Voladuras de contorno

RIOCORD reforzado, Clase 1.1D (valores nominales)								
RF 3	3	Rojo con dos líneas verdes	3,6	75	2x400 or 4x200	9,6/9,6	11,0/11,2	Línea maestra para no eléctricos.
RF 6	6	Amarillo con dos líneas verdes	3,8	90	2x350	9,6	11,0	Línea maestra para no eléctricos. Características mecánicas excelentes
RF 10	10	Bianco con dos líneas verdes	5,0	100	2x250	10,0	12,0	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Línea maestra
RF 15	15	Verde con dos líneas negras	5,7	100	2x200	12,6	14,0	A lo largo de los barrenos para iniciar booster o explosivo. Línea maestra. Voladuras subacuáticas

RIOCORD de Seguridad, Clase 1.1D (valores nominales)								
Segurida	6	Amarillo	7,5	40	2x100	18,6	20	Atmósferas inflamables

Contacte con el representante de MAXAM para más información

Clasificación para transporte	Embalaje estándar
Clase	1.1D
Número ONU (UN )	UN 0065



#### AVISO DE SEGURIDAD

Antes de usar el RIOCORD, lea detenidamente la Hoja de Recomendaciones de Utilización incluida en el embalaje, así como Ficha de Datos de Seguridad. MAXAM recomienda no utilizar el RIOCORD, en la misma voladura, con detonadores y otros sistemas de iniciación suministrados por otros fabricantes y declina toda responsabilidad en estos casos. Excepto en el caso del RIOCORD DE SEGURIDAD, NO debe emplearse en atmósferas inflamables.

El RIOCORD debe almacenarse en un lugar seco, bien ventilado y a temperaturas moderadas, de acuerdo con la legislación vigente.

#### ADVERTENCIA LEGAL Y EXCLUSION DE RESPONSABILIDAD

La información contenida en este documento no es exhaustiva y puede ser objeto de revisiones periódicas. Los datos aquí incluidos pueden variar en función de las condiciones de conservación y uso de los productos y de factores externos, como la humedad, temperatura o presión. MAXAM Europe, S.A. y/o sus filiales (MAXAM) no garantiza o se hacen responsables en lo que respecta a la exactitud o integridad de la información. MAXAM se reserva el derecho, a su entera discreción, y sin previo notificación por escrito, para modificar los productos descritos y/o sus especificaciones.

El manejo de los productos descritos es una actividad intrínsecamente peligrosa, y consecuentemente, debe restringirse al personal entrenado y cualificado, en posesión de los permisos y licencias necesarios, y cumplir en todo momento con las medidas de prevención y seguridad apropiadas, de acuerdo a la normativa vigente. El uso, almacenamiento y manejo de estos productos puede estar sujeto a regulaciones locales que deben ser tenidas en cuenta y seguidas por el usuario.

Este documento y cualquier información adicional no sustituye contenido contractual. MAXAM no asume frente a terceros cualquier responsabilidad en lo que respecta a esta documentación. Para más información sobre los productos, por favor, contacte directamente con su distribuidor o representante comercial.

Distribuidor:



MAXAM Europe, S.A.  
Avda del Partenón, 16  
28042 Madrid  
contact.es@maxam.net

030200RIOCORD\_01



# RIOSPLIT WF

Hidrogel encartuchado continuo para precortes

www.maxam.net

## RIOSPLIT WF

HIDROGEL

PARA VOLADURAS DE CONTORNO

### DESCRIPCIÓN

RIOSPLIT WF es el resultado de los mayores avances en la tecnología del pre-corte.

RIOSPLIT WF es un producto sensible a detonador, sensibilizado químicamente y reticulado que se encartucha de manera continua en lámina de plástico de alta densidad (PEAD), y que contiene una línea interna de cordón detonante de polipropileno reforzado. En los cartuchos de 45 mm de diámetro, se incluye un cordón de filtro para soportar el peso del cartucho cuando se carga en las perforaciones.

### APLICACIÓN

RIOSPLIT WF está específicamente diseñado con un VOD y una resistencia adecuados para disparos de corte y pre-corte en minas a cielo abierto, obras públicas, túneles y canteras.

### Ventajas

- Su configuración continua y el hecho de estar recorrido internamente por un cordón detonante, asegura unos eficientes resultados en las voladuras de contorno.
- Excelente resistencia al agua.
- Diferentes densidades lineales de carga (kg/m) para diferentes aplicaciones de voladuras de contorno.

RIOSPLIT



1. Núcleo de cordón detonante para garantizar una detonación completa del producto.



2. Envoltura de plástico PEAD para una mayor resistencia a la abrasión.

### RECOMENDACIONES DE USO

La excelente resistencia al agua del RIOSPLIT WF y su configuración continua permite una eficiente operación de carga en barrenos con agua. La baja generación de humos de NOx reduce el tiempo de ventilación tras efectuar el disparo. No usar en atmósferas inflamables o atmósferas de metano. RIOSPLIT WF es sensible a detonador #8 y a cordón detonante de 6 g/m. La temperatura de este producto debería estar dentro del rango de -10°C y +60°C. Para más información consulte la Hoja de recomendaciones de uso incluida dentro de las cajas o embalaje del producto y la Hoja de datos de seguridad del material correspondiente.

### SEGURIDAD

USO: RIOSPLIT WF debe usarse, manipularse y almacenarse con cuidado, asegurándose mantener el producto alejado de las llamas y de fuentes de calor excesivo.

ELIMINACIÓN: La eliminación de material explosivo puede ser peligrosa, asegúrese de que se han aplicado unas medidas de seguridad adecuadas de acuerdo a las instrucciones en la Hoja de datos de seguridad del material.

### ALMACENAMIENTO

Para mantener las propiedades de los explosivos MAXAM, recomendamos que se guarden en depósitos autorizados, en un lugar fresco y seco con una ventilación adecuada.

MAXAM



## RIOSPLIT WF

### Características técnicas

Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	1,18
Velocidad de detonación* (m/s)	7.200
Energía efectiva relativa <sup>1</sup> (%)	
Fuerza en relación con el peso	119
Fuerza en relación con el volumen	177
Volumen de gas (L)	944

<sup>1</sup>) ANFO: Densidad 0,80 g/cm<sup>3</sup>, energía efectiva 2,30 MJ/kg.

\* VOD depende de la aplicación, diámetro, confinamiento y densidad. VOD desarrollada por el cordón detonante interno.

### Características técnicas

Diámetro x Longitud (mm)	Densidad lineal de carga (g/m) / peso cartucho	Cartuchos/Caja	Peso/caja (kg)	Tipo de revestimiento
17 x 80	312 (156)	160	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
22 x 60	416 (208)	120	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
26 x 40	626 (313)	80	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
32 x 28	892 (446)	56	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
45 x 14	1.786 (893)	28	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
45 x 31,5	1.872 (936)	63	59	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)

Clasificación de transporte	Embalaje estándar
Clase	1.1D
Número de la ONU	0241

Póngase en contacto con su representante local de MAXAM para más información.

#### ADVERTENCIA DE SEGURIDAD

Lea la Hoja de seguridad de las Instrucciones y la Hoja de datos de seguridad del material con atención antes de usar RIOSPLIT. MAXAM recomienda encarecidamente no utilizar productos RIOSPLIT con detonadores y/o sistemas de iniciación de otros fabricantes en la misma explosión y rechaza toda responsabilidad en estos casos. RIOSPLIT debe almacenarse a temperaturas moderadas en un lugar seco y bien ventilado.

#### RENUNCIA Y LIMITACIÓN DE LA RESPONSABILIDAD

La información contenida en este documento (la "Información") no es exhaustiva y está sujeta a una revisión periódica. Los datos contenidos en este documento pueden variar en función de las condiciones de uso y mantenimiento en particular y de factores externos, como la humedad, la temperatura o la presión. MAXAM Europa, SA y/o sus filiales ("MAXAM") no garantiza ni hace ninguna declaración con respecto a la exactitud o la integridad de la Información. MAXAM se reserva el derecho, a su sola discreción y sin previo aviso por escrito, de modificar los productos descritos en este documento (los "Productos") y/o sus especificaciones.

El uso de los Productos es una actividad intrínsecamente peligrosa y debe, en consecuencia, estar restringida a usuarios cualificados y capacitados en posesión de los permisos y licencias necesarias, y cumplir en todo momento con las medidas de seguridad y prevención de riesgos correspondientes y con la legislación aplicable. El uso, almacenamiento o la manipulación de otro modo, de los Productos pueden estar sujetos a normativas y restricciones locales, que deben ser examinadas y observadas por el usuario.

Este documento y la información que le acompaña (la "Documentación") no pretenden constituir y no se interpretará como una oferta o compromiso contractual por parte de MAXAM. MAXAM renuncia expresamente a cualquier responsabilidad frente a terceros con respecto a la Documentación. Para más información acerca de los Productos, contacte con su distribuidor o representante de ventas directamente.

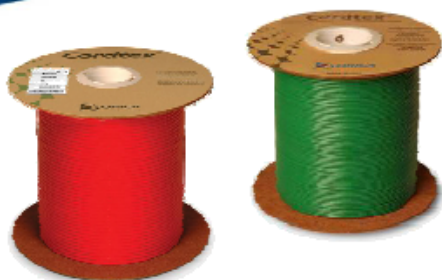
MAXAM Europe,  
S.A. Avda. del Partenón, 16  
Campo de las Naciones  
28042 Madrid (España)  
Tel: +34 91 722 01 00  
Fax: +34 91 722 01 01

Distribuidor:

## Ficha de Datos Técnicos

# Cordtex™ N

The Power  
of Partnership



### Descripción

Cordtex™ N es un cordón detonante resistente y flexible, compuesto por un núcleo de Pentrita que está cubierta por un tejido de fibras plásticas, que están a su vez recubiertas con una capa de plástico (PVC).

El cordón detonante Cordtex™ N satisface la mayoría de los requerimientos tanto en minería, canteras y obras civiles.

### Aplicación

Este producto puede ser usado en minería a cielo abierto, minería subterránea, canteras y obra civil.

El principal uso del cordón detonante es como línea maestra para conectar los barrenos, para iniciar detonadores no eléctricos y como iniciador a lo largo de la columna del barreno.

### Principales beneficios:

- Excelente resistencia a la tensión, abrasión y humedad.
- Producto seguro y fácil de conectar.

### Recomendaciones de uso

- No está autorizado su uso en minería donde exista el peligro de explosiones debido a la presencia de metano o polvo de carbón.
- Cordtex N puede ser usado tanto en condiciones secas como húmedas. Cuando es usado bajo el agua o en condiciones de humedad los extremos cortados deben ser sellados.
- En voladuras donde la distancia entre los extremos de cordón detonante sobre la superficie entre los barrenos es menor de 1 metro, los extremos deben ser cubiertos con material inerte de retacado.

Estos productos son apropiados para su uso en suelos con temperatura desde -20 °C hasta un máximo de +80 °C (Cordtex™ 6N y 100N = -20 °C t a un máximo de +50 °C). Si se requiere su uso fuera de estos rangos de temperaturas por favor contacte con el Servicio Técnico local de Orica.

### Propiedades Técnicas

Producto	Cordtex™	
	6N	12N
Carga nominal de Explosivo (g/m)	6 ±0.6/-0.2	12 ±1.0
Velocidad de Detonación (m/s)	6900 ±5 %	>8200
Resistencia a la tracción (N)	aprox. 589	aprox. 981
Energía Específica (kJ/m)	8.03	16.06
Volumen de Gases (l/m)	4.68	9.36
Sensibilidad al Impacto (cm)	Por encima de 10 J - caída de martillo de 2 kg desde una altura 50 cm - no produce detonación	
Diámetro exterior (mm)	4.0 ±0.2	5.4 ±0.2
Color	Rojo	Rojo alternativamente Verde
Cubierta Exterior	PVC	

Producto	Cordtex™	
	20N	100N
Carga nominal de Explosivo (g/m)	20 ±1.5	100 ±5.0
Velocidad de Detonación (m/s)	>6500	
Resistencia a la Tracción (N)	aprox. 981	
Energía Específica (kJ/m)	26.76	133.8
Volumen de Gases (l/m)	15.6	78
Sensibilidad al Impacto (cm)	Por encima de 10 J - caída de martillo de 2 kg desde una altura 50 cm - no produce detonación	
Diámetro exterior (mm)	7.0 ±0.3	12.0 ±0.6
Color	Rojo	
Cubierta Exterior	PVC	

### Iniciación

Cordtex™ N es un cordón detonante que puede ser iniciado con detonadores de forma fiable. Nosotros recomendamos fijar el detonador de forma firme al cordón detonante; al menos a 20 cm del extremo del cordón detonante con la cápsula en la dirección de la iniciación. Para prevenir la posibilidad de que la cola del cordón detonante quede sin detonar, enrollar ésta en forma de lazo según muestra la figura y asegurar con cinta aislante al detonador.



2012-09-12  
Página 1 de 2



[www.oricaminingsservices.com](http://www.oricaminingsservices.com)

## Ficha de Datos Técnicos

# Cordtex™ N

The Power  
of Partnership

### Presentación

El Cordón Detonante Cordtex™ N está disponible con los siguientes embalajes:

Producto	Longitud/rollo (m)	Diámetro exterior del carrete (mm)	Longitud el carrete (mm)	Rollos por caja (items)
Cordtex™ 6N	200 ±2.0	220	117	4
Cordtex™ 12N	100 ±1.0	220	117	4
Cordtex™ 12N	250 ±2.5	220	240	2
Cordtex™ 20N	150 ±1.5	220	240	2
Cordtex™ 100N	50 ±0.5	220	240	2

Producto	Peso neto por caja NEM (kg)	Peso bruto por caja (kg)	Dimensión de la caja (mm) LxAxH
Cordtex™ 6N	4.8	14.0	455x235x255
Cordtex™ 12N	4.8	13.0	455x235x255
Cordtex™ 12N	6.0	16.4	455x235x255
Cordtex™ 20N	6.0	15.8	455x235x255
Cordtex™ 100N	10.0	15.7	455x235x255

### Almacenamiento y Manejo

#### Clasificación del Producto

Nombre Autorizado	Certificado CE de Tipo
Cordtex™ 6N	1453.EXP.07.0136
Cordtex™ 12N	0589.EXP.3512/08
Cordtex™ 20N	0589.EXP.3513/08
Cordtex™ 100N	0589.EXP.3516/08

Denominación para transporte: Mecha Detonante Flexible

Nr. ONU: 0065

Clasificación: 1.1D

### Almacenamiento

El Cordtex™ N debe ser almacenado en polvorines autorizados para explosivos Clase 1.1D. El Cordtex™ N tiene una vida de almacenamiento de 2 años en condiciones estables a temperatura templada.

Las condiciones mejores de temperatura en ambiente de almacenamiento del Cordtex™ N son de -20 °C a +50 °C (Cordtex™ 6N = 0 °C a +45 °C).

### Destrucción

La destrucción de materiales explosivos puede ser peligrosa. Los métodos para una segura destrucción de explosivos pueden variar dependiendo de la situación del usuario. Por favor contacte a un representante local de Orica para más información acerca de prácticas seguras de destrucción.

### Seguridad

El cordón detonante Cordtex™ presenta baja sensibilidad a la detonación prematura o accidental por efecto de calor, impacto, fricción, descargas eléctricas u otras condiciones generalmente encontradas en operaciones mineras; pero se recomienda no usarlo sometido a condiciones distintas a las especificadas por el fabricante.

### Formación

Esta Ficha de Datos Técnicos está editada solamente a efectos de información. El Cordón Detonante debe ser usado solamente por personal que haya sido formado específicamente para el uso de este producto.

### Marcas Comerciales

La palabra Orica, el logo en forma de anillos y la marca Orica son marcas comerciales del Grupo de Compañías de Orica. Cordtex™, es una marca comercial de Orica Explosives Technology Pty Ltd ACN 075 659 353, 1 Nicholson Street, East Melbourne, Victoria, Australia.

### Limitación de Responsabilidad

El fabricante se reserva el derecho a modificar los productos sin previo aviso. Toda la información contenida en esta publicación se encuentra actualizada en el momento de su edición. Debido a que Orica no puede prever o controlar las condiciones bajo las cuales esta información y sus productos son usados, Orica no acepta ninguna responsabilidad sobre la idoneidad de su uso en cualquier aplicación particular distinta de aquellas responsabilidades exigidas obligatoriamente por la ley y las cuales no pueden ser denegadas. El usuario es expresamente responsable de verificar la idoneidad de la información y el producto para su uso en cualquier aplicación particular. Las condiciones y términos generales de los contratos de Orica, una copia de los cuales está disponible bajo petición, son de aplicación a todas las ventas y son incorporadas a este documento por remisión.

### Orica Explosivos Industriales, S.A.

Carretera a Villafra, Km 7.

24220 Valderas, León

Teléfono: 987 763206

Fax: 987 763210

### Teléfono de Emergencias

Dentro de España: 987 76 32 06 / 76

Fuera de España: +34 987 76 32 06



2012-09-12  
Página 2 de 2



[www.oricaminingservices.com](http://www.oricaminingservices.com)

## FICHA TÉCNICA

### Cordtex™ N



#### Descripción

Cordtex™ N es un cordón detonante resistente y flexible, compuesto por un núcleo de Pentrita que está cubierta por un tejido de fibras plásticas, que están a su vez recubiertas con una capa de plástico (PVC).

El cordón detonante Cordtex™ N satisface la mayoría de los requerimientos de las voladuras tanto en minería, canteras y obras civiles.

#### Aplicación

Los cordones detonantes Cordtex™ N proporcionan un sistema de iniciación no eléctrico en voladuras en minería a cielo abierto, en minería de interior, canteras y obra civil.

Los cordones detonantes de bajo gramaje son usados típicamente para la iniciación de detonadores no eléctricos o como líneas maestras para conexión de barrenos en superficie.

Los cordones detonantes de mayor gramaje son usados típicamente para la iniciación de explosivos a lo largo del barreno o como cargas de explosivo.

#### Principales beneficios

- Excelente resistencia a la tensión, abrasión y humedad.
- Producto seguro y fácil de conectar.
- Varios núcleos de carga para proporcionar la energía requerida en sus aplicaciones.

#### Propiedades Técnicas

Producto	Cordtex™			
	20N	40N	80N	100N
Carga nominal de Explosivo (g/m)	20 ±1.5	40 ±3.0	80 ±4.0	100 ±5.0
Velocidad de Detonación (m/s)	>6500			
Resistencia a la tracción(N)	981			
Energía Específica (kJ/m)	26.76	53.52	107.04	133.8
Volumen de Gases (l/m)	15.6	31.2	62.4	78
Sensibilidad al Impacto (cm)	above 10 J - 2 kg drop hammer with drop height of 50 cm – no detonation			
Diámetro exterior (mm)	7.0 ±0.3	8.5 ±0.4	11.5 ±0.5	12.0 ±0.6
Color	Rojo	Azul	Amarillo	Rojo
Cubierta Exterior	PVC			

#### Recomendaciones de uso

- El cordón detonante puede ser iniciado de forma fiable con un detonador de potencia del Nº 3 o superior.

- Para asegurar la iniciación el detonador éste debe estar fuertemente unido al cordón detonante al menos 20 centímetros alejado del extremo del mismo y con la carga base del detonador apuntando en la dirección de la iniciación.



Para prevenir la posibilidad de que el extremo del cordón detonante quede cortado al iniciarse el detonador, debe hacerse un lazo como indica el dibujo uniéndolo fuertemente al detonador y cordón fuertemente usando cinta aislante adhesiva.

- Los empalmes de cordones detonantes deben ser hechos mediante un nudo seguro o encintando juntos los cordones usando cinta aislante adhesiva por los menos en una longitud de 10 cm o usando clips especiales diseñados para empalmar cordones detonantes.
- Cuando se utilicen los cordones detonantes bajo el agua o en condiciones de humedad, los extremos cortados deben ser sellados.
- El cordón detonante sólo debe ser cortado con un cuchillo afilado u otra herramienta específicamente diseñada para tal fin.
- Para evitar el derrame de PETN y la entrada de humedad dentro del recubrimiento de hilo interior del



2018-05-14  
Página 1 de 3



orica.com



## FICHA TÉCNICA

### Cordtex™ N

cordón deben sellarse los extremos con cinta aislante adhesiva inmediatamente después de cortar.

- Evitar nudos y lazos en el cordón durante la carga. Esto puede causar la interrupción de la detonación.
- En caso de derrame o si se encuentran restos de cordón detonante después de una voladura, éstos deben ser recogidos y tratados como explosivos.
- No está autorizado su uso en minería donde exista el peligro de explosiones debido a la presencia de metano o polvo de carbón
- En voladuras donde la distancia entre los extremos de cordón detonante sobre la superficie entre los barrenos es menor de 1 metro, los extremos deben ser cubiertos con material inerte de retacado.

Estos productos son apropiados para su uso en suelos con temperatura desde -20 °C hasta un máximo de +80 °C (Cordtex™ 6N y Cordtex™ 100N = -20 °C a un máximo de +50 °C). Si se requiere su uso fuera de estos rangos de temperaturas por favor contacte con el Servicio Técnico local de Orica.

#### Presentación

El cordón detonante Cordtex™ N está disponible con los siguientes embalajes:

Producto	Longitud/ rollo (m)	Diámetro exterior del carrete (mm)	Longitud el carrete (mm)	Rollos por caja (items)
Cordtex™ 20N	150 ±1.5	220	240	2
Cordtex™ 40N	100 ±1.0	220	240	2
Cordtex™ 80N	50 ±0.5	220	240	2
Cordtex™ 100N	50 ±0.5	220	240	2

Producto	Peso neto por caja NEM (kg)	Peso bruto por caja (kg)	Dimensión de la caja LxBxH
Cordtex™ 20N	6.0	15.8	455x235x255
Cordtex™ 40N	8.0	18.6	455x235x255
Cordtex™ 80N	8.0	14.6	455x235x255
Cordtex™ 100N	10.0	15.7	455x235x255

#### Almacenamiento y Manejo

##### Clasificación del Producto

Nombre Autorizado	Certificado CE de Tipo
Cordtex™ 20N	0589.EXP.3513/08
Cordtex™ 40N	0589.EXP.3514/08
Cordtex™ 80N	0589.EXP.3515/08
Cordtex™ 100N	0589.EXP.3516/08

Denominación para transporte: Mecha Detonante Flexible

Nr. ONU: 0085

Clasificación: 1.1D

##### Almacenamiento

El Cordtex™ N debe ser almacenado en polvorines autorizados para explosivos Clase 1.1D. El Cordtex™ N tiene una vida de almacenamiento de 3 años en condiciones estables a temperatura templada.

Las condiciones mejores de temperatura en ambiente de almacenamiento del Cordtex™ N son de -20 °C a +50 °C.

#### Destrucción

La destrucción de materiales explosivos puede ser peligrosa. Los métodos para una segura destrucción de explosivos pueden variar dependiendo de la situación del usuario. Por favor contacte a un representante local de Orica para más información acerca de prácticas seguras de destrucción.

#### Seguridad

El cordón detonante Cordtex™ contiene explosivos, que son relativamente insensibles a la iniciación accidental por impacto mecánico, fricción o calor en condiciones normales de uso. Sin embargo, es recomendable no someterlo a condiciones distintas de las especificadas por el fabricante.

#### Formación

Esta Ficha de Datos Técnicos está editada solamente a efectos de información. El Cordón Detonante debe ser usado solamente por personal que haya sido formado específicamente para el uso de este producto.



2018-05-14  
Página 2 de 3



orica.com

## FICHA TÉCNICA

### Cordtex™ N

#### Limitación de responsabilidad

© 2014 Orica Group. Se reservan todos los derechos. Toda la información que se incluye en el presente documento es de carácter únicamente informativo, y susceptible de ser modificada sin previo aviso. Dado que Orica Group no puede prever ni controlar las condiciones en las que se va a utilizar esta información y sus productos, todo usuario debe revisar la información en el contexto específico al que se pretenda aplicar. En el grado en que lo permita la ley, Orica Group se desliga específicamente de toda garantía, ya sea expresa o implícita en la ley, incluidas la de precisión, la de ausencia de infracción, y de las garantías implícitas de comerciabilidad o idoneidad para un fin en concreto. Orica Group renuncia específicamente a toda responsabilidad por los daños y perjuicios ocasionados por el uso o confianza depositada en la información incluida en el presente documento.

Tanto la palabra "Orica" como el dispositivo Ring son marcas registradas de Orica Group.

#### Orica Explosivos Industriales, S.A.

Carretera a Villafer, Km 7.

24220 Valderas, León

España

Teléfono: 987 763206

Fax: 987 763210

#### Teléfono de Emergencias

Dentro de España: 987 76 32 06 / 76

Fuera de España: +34 987 76 32 0



2018-05-14  
Página 3 de 3





# Daveycord

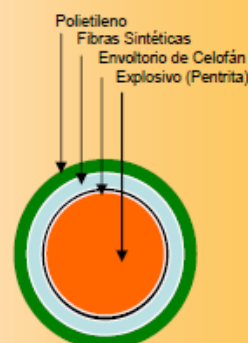
EPC ESPAÑA EPC GROUPE

## DESCRIPCIÓN DEL PRODUCTO

· El Daveycord es un cordón detonante formado por un núcleo de explosivo de pentrita dosificado en 5, 10, 15, 20, 40, 70 y 100 gr. Por metro y protegido por un envoltorio plástico. Suministrado en diferentes metrajes de bobina.

· Principales ventajas del producto:

- Alta resistencia a la tracción.
- Elevada velocidad de detonación.
- Gramaje preciso.
- La cubierta de polietileno ofrece una mejor resistencia a la abrasión.



## GAMA

Gramaje (gr. / m)	Velocidad media de detonación (m/s)	Resistencia a la tracción (Kg.)	Diámetro exterior medio (mm)	Nº ORDEN/CATALOGACION
5	6900	80	4.5	0245 / 2.2.1 1 0065 1.1D
10	7000	80	5.2	0246 / 2.2.1 1 0065 1.1D
15	7000	80	5.6	0247 / 2.2.1 1 0065 1.1D
20	7000	80	6.2	0248 / 2.2.1 1 0065 1.1D
40	6500	80	8.3	0249 / 2.2.1 1 0065 1.1D
70	6300	80	11	0250 / 2.2.1 1 0065 1.1D
100	6200	80	13	1092 / 2.2.1 1 0065 1.1D
<b>Usos</b> Para uso en canteras, minas y túneles con roca dura y condiciones húmedas.				

Zona Norte: ALESANCO (LA RIOJA)  
Depósito: 941 37 94 20  
epcespana.alesanco@epc-groupe.es

Zona Centro: VILLATOBAS (TOLEDO)  
Fabrica-Dep.: 925 15 20 80 – 925 59 51 54  
epcespana@epc-groupe.es

Zona Sur: MACAEL (ALMERIA)  
Depósito: 950 12 82 01  
m.laborda@epc-serafina.es

# Seicord

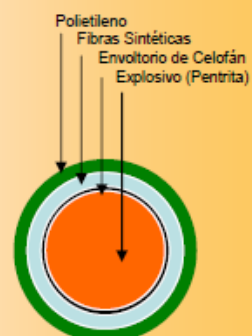
EPC ESPAÑA EPC GROUPE

## DESCRIPCIÓN DEL PRODUCTO

· El Seicord es un cordón detonante formado por un núcleo de explosivo de pentrita dosificado en 6, 10, 12, 15, 20, 40, 60, 80 y 100 g/metro y protegido por un envoltorio plástico. Suministrado en diferentes metrajes de bobina.

· Principales ventajas del producto:

- Alta resistencia a la tracción.
- Elevada velocidad de detonación.
- Gramaje preciso.
- La cubierta de polietileno ofrece una mejor resistencia a la abrasión.



## GAMA

Gramaje (gr. / m)	Velocidad media de detonación (m/s)	Resistencia a la tracción (Kg.)	Diámetro exterior medio (mm)	Nº ORDEN / CATALOGACION
6	6500	70	4.2	1199 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
10	6500	70	5.0	1200 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
12	6500	70	5.5	1201 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
15	6500	70	6.0	1202 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
20	7000	70	6.5	1203 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
40	7000	70	8.0	1204 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
60	7000	70	10.0	1205 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
80	7000	70	11.5	1206 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
100	7000	70	12.5	1207 / 2.1.1. 1 0065 1.1D
<b>Usos</b> Para uso en canteras, minas y túneles con roca dura y condiciones húmedas.				

Zona Norte: ALESANCO (LA RIOJA)  
Depósito: 941 37 94 20  
epcespana.alesanco@epc-groupe.es

Zona Centro: VILLATOBAS (TOLEDO)  
Fabrica-Dep.: 925 15 20 80 – 925 59 51 54  
epcespana@epc-groupe.es

Zona Sur: MACAEL (ALMERIA)  
Depósito: 950 12 82 01  
m.laborda@epc-serafina.es

## A.2 Hojas de especificaciones de perforadoras:



DTH DRILL RIG SPECIFICATION

### ROC L8<sup>25</sup> and ROC L8<sup>30</sup>



This new version of the proven ROC L series of down-the-hole crawler drills offers extended performance through increased operating pressure and a new genius cylinder feed system. Like the well proven ROC L8<sup>25</sup> and L8<sup>30</sup> it's well suited for large-scale production work, pre-split operations, RC in-pit grade control in surface mining operations and large scale quarry operations.

#### Standard equipment

Air conditioning/heater, Tube handling system (capacity of 8 tubes), Reduced air pressure for collaring, Fuel saving device, Automatic fan speed regulation, Two-speed traction motors, Dust collector and pre-separator, Feed extension, Heavy-duty tracks, Operator's cabin (ROPS and FOPS approved), Engine monitoring and hole depth/inclination system with color display, Breakout table, Retractable suction hood, Track chains with triple grouser pads, Hydraulic support leg.

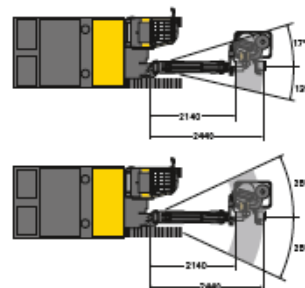
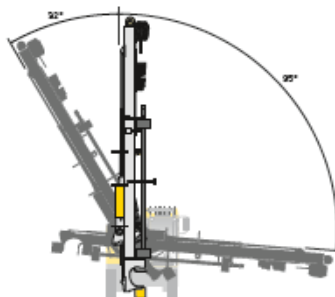
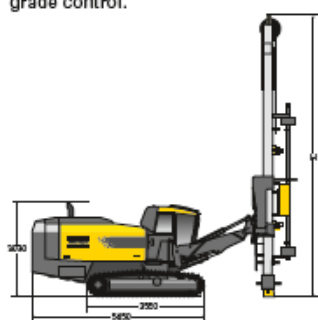
#### Optional equipment

Central lubrication system, Electric refuelling pump, Water mist systems, Hydraulic support leg, Cold weather kits including engine heater, Heating system for cabin, Cab windows laminated, cab window tinted, Radio/CD or DVD player, Reverse camera with monitor for DVD player, Sun shades for cab windows, Electric heated operator's seat, Reverse circulation for in-pit grade control.

#### Technical data

<b>Recommended hole range ROC L8<sup>25</sup></b>		
COP 44, COP 54, COP 64	110-178 mm	4 1/16"-7"
<b>Recommended hole range ROC L8<sup>30</sup></b>		
COP 44, COP 54, COP 64	110-203 mm	4 1/16"-8"
Hole depth	25-54 m	82'-178'
<b>Compressor</b>		
Atlas Copco XRX 10, two stage screw type compressor		
<b>ROC L8<sup>25</sup></b>		
Working pressure, max.	25 bar	363 psi
FAD	405 l/s	858 cfm
<b>ROC L8<sup>30</sup></b>		
Working pressure, max.	30 bar	435 psi
FAD	470 l/s	995 cfm
<b>Engine</b>		
<b>ROC L8<sup>25</sup></b>		
Caterpillar turbo charged, diesel engine, CAT C13, Tier III/Stage 3		
Rating at 1,800 rpm	328 kW	440 hp
<b>ROC L8<sup>30</sup></b>		
Caterpillar turbo charged, diesel engine, CAT C15, Tier III/Stage 3		
Rating at 1,800 rpm	402 kW	539 hp
<b>Fuel tank</b>		
Capacity	760 l/ 1,050 l	201 US gal/ 277 US gal
<b>Feed</b>		
Long feed (LF)		
Feed length, total	11,560 mm	38'
Travel length	7,540 mm	25'
Feed extension	1,150 mm	3'9"
Feed length, total	9,266 mm	30'4"
Travel length	5,400 mm	17'7"
Feed extension	1,900 mm	6'3"
Feed rate, max.	0.9 m/s	177 ft/min
Feed force, max.	40 kN	8,992 lbf
<b>Tramming</b>		
Tramming speed, max.	3.5 km/h	2.2 mph
Traction force	186 kN	37,310 lbf
Track oscillation	+10°	
Ground clearance	405 mm	16"
<b>Transport dimensions</b>		
Weight excl. options (LF)	22,600 kg	49,800 lb
Weight excl. options (SF)	22,200 kg	48,950 lb
Width	2,500 mm	8'2 1/2"
Length (LF)	11,700 mm	38'5"
Length (SF)	10,700 mm	35'1"
Height (LF)	3,500 mm	11'6"
Height (SF)	3,350 mm	11'

Visit [www.surfacedrilling.com](http://www.surfacedrilling.com) for more information



All dimensions in mm

## ROC F9/F9LF



The ROC F9 crawler drill rig is very powerful in its class, with true 127 mm topammer capability, and is available with single or folding boom for quarrying and construction. Features the 25 kW COP 2560 rock drill with T51 drill steel for fast penetration and perfect flushing, powered by a fuel-efficient diesel engine.

### Standard equipment

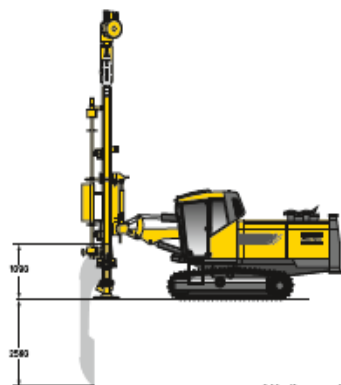
Air conditioner, Reduced impact pressure mechanism, Anti-jamming system, Automatic feed-force control, Fuel saving device, Two-speed traction motors, Dust collector and pre-separator, Double hydraulic drillsteel support, Rod-handling system, Feed extension, Heavy-duty tracks, Operator's cabin, ECM, ROPS and FOPS approved, Air-flow control switch, Water mist system excl. tank, Toe-hole drilling kit, Inclination/depth instrument.

### Selection of optional equipment

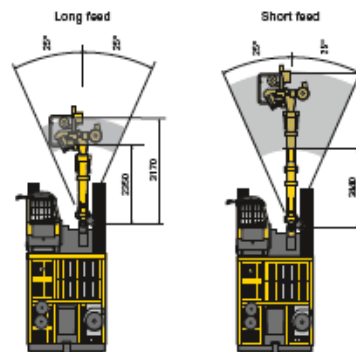
Hydraulic winch, Hydraulic support leg, Electric refuelling pump, Central lubrication system, TAC tube guides for precision drilling, Thread-greasing device, Rock drill extractor, Heater for cabin.

### Main specifications

<b>Recommended hole range</b>		
T45, T51	89-127 mm	3½"-5"
Hole depth	28-33 m	92-108'
<b>Hydraulic rock drill</b>		
COP 2560, COP 2560 EX		
Impact power, max.	25 kW	33.5 hp
<b>Atlas Copco screw compressor</b>		
Working pressure, max.	12 bar	175 psi
FAD	213 l/s	450 cfm
<b>Engine</b>		
Caterpillar Diesel Stage 3/Tier III	CAT C9	
Rating at 2,000 rpm	224 kW	300 hp
<b>Boom variants</b>		
-10, single boom		
-11, folding boom		
<b>Fuel tank</b>		
Capacity	400 l	106 US gal.
<b>Feed</b>		
Feed length, folding boom	8,360 mm	27' 5"
Travel length	5,110 mm	16' 9"
Feed length, folding boom	7,700 mm	25' 3"
Travel length	4,610 mm	15' 2"
Feed extension	1,150 mm	3' 9"
Feed rate, max.	0.92 m/s	180 ft/min
Feed force, max.	20 kN	4,500 lbf
<b>Tramming</b>		
Tramming speed, max.	3.5 km/h	2.2 mph
Traction force	166 kN	37,310 lbf
Hill climbing ability	20° without winch	
Track oscillation	± 10°	
Ground clearance	405 mm	16"
<b>Transport dimensions</b>		
Weight, excl. options		
ROC F9C single-section boom approx.	16,400 kg	36,150 lb
ROC F9C folding boom boom approx.	16,200 kg	37,500 lb
ROC F9LF	16,600 mm	36,800 lb
Width	2,500 mm	8' 2"
Length single-section boom	12,300 mm	40' 4"
Length, folding boom (feed dumped back/forward)	11,300 mm/ 13,000 mm	37' 42' 8"
Height single-section boom (feed dumped back/forward)	3,800 mm/ 3,200 mm	12' 6" 10' 6"
Height folding boom (feed dumped back/forward)	3,500 mm/ 3,200 mm	11' 6" 10' 6"



All dimensions in mm

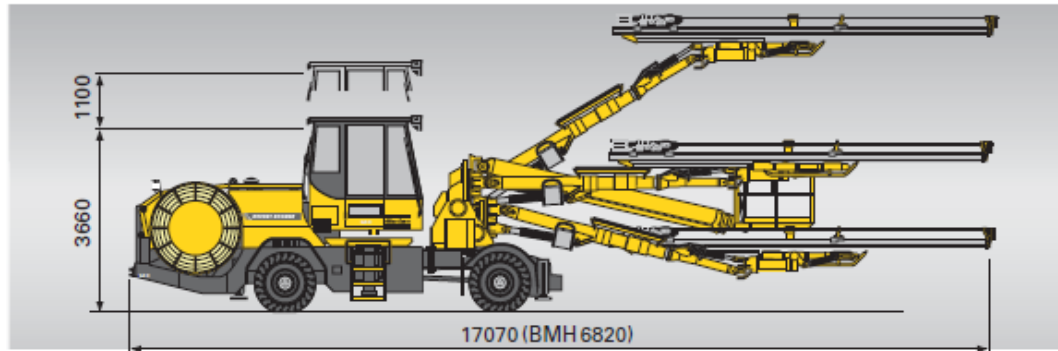


SURFACE DRILLING

Atlas Copco

DRILLRIG SPECIFICATION

## Rocket Boomer L3 C



**Hydraulic tunnelling rig with fixed boom console for high capacity tunnelling. For cross sections up to 114m<sup>2</sup>**

- Rig Control System (RCS) with interactive operator control panel with full-colour display of the computer-based drilling system. Auto-collaring and anti-jamming protection
- COP 1838 rock drill with modern double reflex dampening for high speed drilling and excellent drill steel economy
- Integrated diagnostic system can immediately identify faulty electronic components
- Advanced Boom Control ABC – assists the operator to achieve accurate drill hole location and improve the quality of the drilling by optimising the drilling pattern and reducing costly overbreak
- PC-card for transfer of data and for service engineers to store preferred drill settings
- Large and ergonomic cabin with noise level below 80dB(A)
- BUT 35 heavy-duty booms for direct, fast and accurate positioning between holes. New powerful feed rotation unit and increased coverage. Improved linkage in main boom joints and new axial bearings in all boom joints
- Modular design of electronic and mechanical components
- Sturdy carrier with all-wheel drive for easy manoeuvring. Powered by a turbo-charged, water-cooled 6-cylinder, low emission diesel engine for high mobility. Four jacks for stable set up.
- Basic rig includes FOPS-approved cabin, adjustable operator's seat with armrest controls, hydraulic driven compressor and water booster pump, cable reel, and work lights

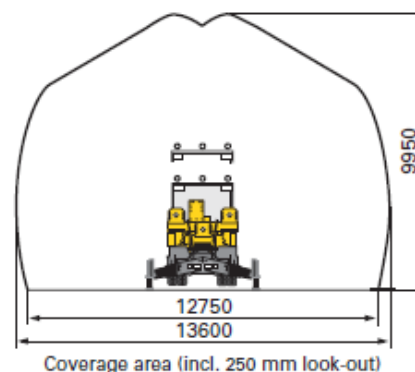
### Main optional equipment

- Telescopic feed BMHT 6800 (not with ABC)
- Hydraulic drill steel gripper BSH 110 for extension drilling (only on BMH 6800)
- Rod Adding System RAS, for 20+10 ft rods
- Extended boom reach with 700 mm long fixed boom segment
- Advanced Boom Control ABC available in three levels: Basic, Regular and Total
- Measure While Drilling MWD – logging drill data
- Additional operator's control panel
- Liftable cabin, 1100 mm
- Hole blowing kit with external air
- Water mist flushing
- Rock drill lubrication warning kit
- Automatic boom lubrication system, rear part of boom
- Service platform
- Exhaust catalyser with silencer
- Manual lubrication system
- ANSUL fire suppression system
- Hydraulic Swellex pump
- Electrical system 1000 v, direct start only

### Main specifications

#### Rocket Boomer L3 C

Rock drill	3 x COP 1838ME
Feed	3 x BMH 6800-series
Boom	3 x BUT 35G
Drilling system	RCS
Length	17070 mm
Width	2500 mm
Height with fixed cabin	3660 mm
Turning radius	11800/6800 mm
Weight	37000 kg



Visit [www.facedrilling.com](http://www.facedrilling.com) for more information





## Ranger DX700 T3 SURFACE DRILLS

### TECHNICAL SPECIFICATION

Ranger DX700 is a hydraulic, self-propelled, self-contained, crawler based surface drilling rig equipped with a cabin (F.O.P.S. and R.O.P.S.) and rod handling system.

Typical applications for Ranger DX700 are road cutting, pipe-line drilling and foundation drilling, as well as production drilling in medium size quarries. Therefore Ranger DX700 is most often used by construction contractors, mines and quarries, and also included in the equipment fleet of rental houses as well.

#### KEY FEATURES

Hole diameter:	76 - 115 mm (3" - 4½")
Rock tools:	45 or 51 mm (1¾" and 2")
Rock Drill	19,5kW
Engine output:	168 kW
Flushing air:	8,1 m3/min, up to 10 bar
Production capacity:	1,2 Mt/year
Total weight :	15 200 kg



ENG/METRIC. © Sandvik Mining and Rock Technology. SANDVIK is a registered trademark owned by Sandvik Intellectual Property AB in Sweden and other countries.





Sandvik DT1131i is a computer-controlled three boom electro-hydraulic jumbo for fast and accurate drilling in tunneling and cavern excavations.

The drill rig has automatic drilling functions and boom positioning under supervision of the operator of the drill rig. Automated drilling of pre-planned drilling pattern combined with extensive data collection and reporting system enables continuous control of productivity, quality and economy. In addition to face drilling the unit can also be used for cross-cutting and bolt hole drilling.

Noise and vibration insulated cabin provides ergonomic and extremely comfortable working place with excellent visibility during tramming and drilling.

#### KEY FEATURES

Coverage area	183 m <sup>2</sup> (18 210 x 10 920 mm)
Hydraulic rock drill	3 x RD525 (25 kW)
Drill feed	3 x TF5i-18'
Boom	3 x SB150i
Control system	iDATA
Hole length	Up to 6 085 mm
Turning radius	11 860 mm
Tramming / drilling width	2 950 mm / 3 860 mm (TC11) 3 050 mm / 3 860 mm (TC12)
Tramming / drilling height	3 690 mm / 4 690 mm (TC11) 3 780 mm / 4 780 mm (TC12)
Tramming length	17 780 mm (with TF5i-18')
Total weight	44 000 kg (without utility boom) depending on options
Total weight	48 000 kg (with utility boom) depending on options



1. SANDVIK DT1131i - TUNNELING DRILL

### A.3 Esquemas de detalle de voladuras de precorte y recorte:

8/May/2020

#### DISENO DE VOLADURA: 721/5/2020

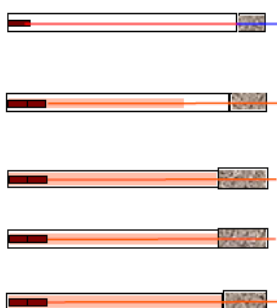
Amortiguada

##### PERFORACIÓN

	Precorte	Fila 1	Fila 2	Fila 3	Fila 4
Diametro de barrenos (mm)	89	89	102	102	102
Ángulo (°)	78	14	18	18	18
Longitud de perforación (m)	15.3	14.1	14.0	13.8	15.8
Sobrepesforación (m)		0.4	0.7	0.7	0.0
Burden en cabeza (m)	2.5	3.0	5.0	5.0	5.0
Burden en el pie (m)	3.1	4.0	5.0	5.1	5.0
PS30%-50% / Target 50%-80%	50%	60%			
Distancia desde la cabeza (m)	0.8	3.3	6.3	11.3	16.3
Distancia desde el pie (m)	0.0	3.1	7.1	12.1	17.2
Espaciamiento (m)	1.2	3.0	5.0	5.0	5.0
Target 50%-80%		60%			
Esquema de voladura		Trebolillo			

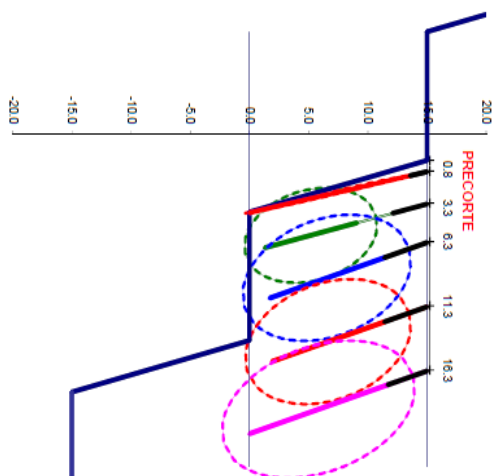
##### CARGA

Densidad del explosivo (g/cc)	1.45	0.82	0.82	0.82	0.82
Retenido (m)	1.5	3.0	3.8	3.8	3.5
Longitud camara de aire (m)	0	3.1	0.0	0.0	0.0
Longitud de carga (m)	13.8	8.0	10.2	10.0	12.3
Concentración lineal (kg/m)	0.1	5.10	6.70	6.70	6.70
Peso de la carga (kg)	1.38	40.9	68.2	66.8	82.2
Target 30%-50%		60%			
P Factor PS(kg/m <sup>2</sup> ) / (kg/m <sup>3</sup> )	0.08	0.28	0.21	0.20	0.22

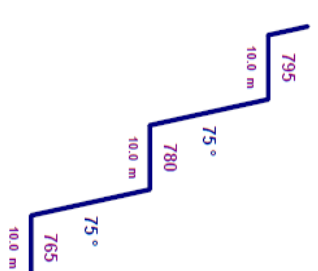


##### EXPLOSIVOS

Retardo en fondo	500 ms
Retardo en superficie	17 ms
Carga de fondo	Riordin diam. 70 mm
Carga de columna	ANFO Grael diam. 40 mm
Carga de fondo precorte	Riordin diam. 40 mm
Carga de columna precorte	Cord. det. 100 g/m

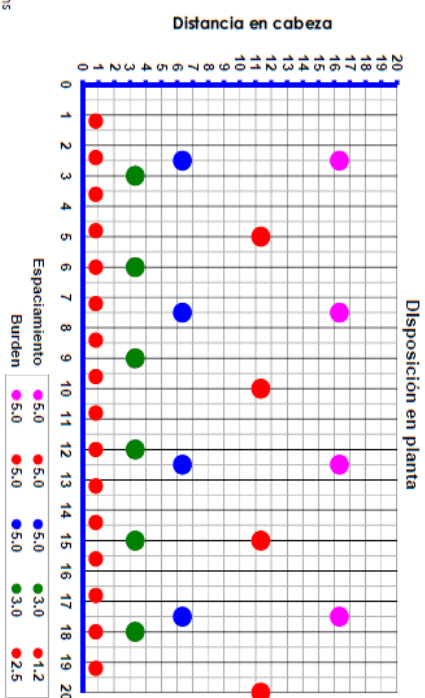


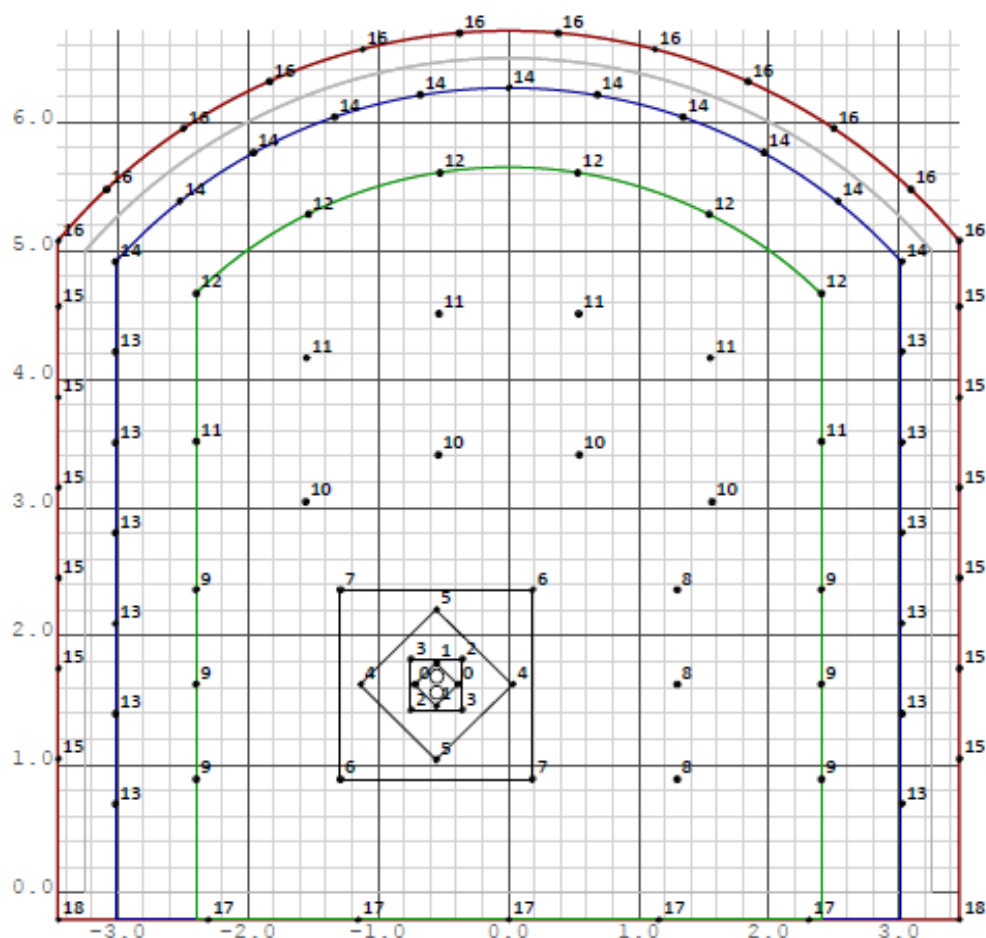
Perfil del banco



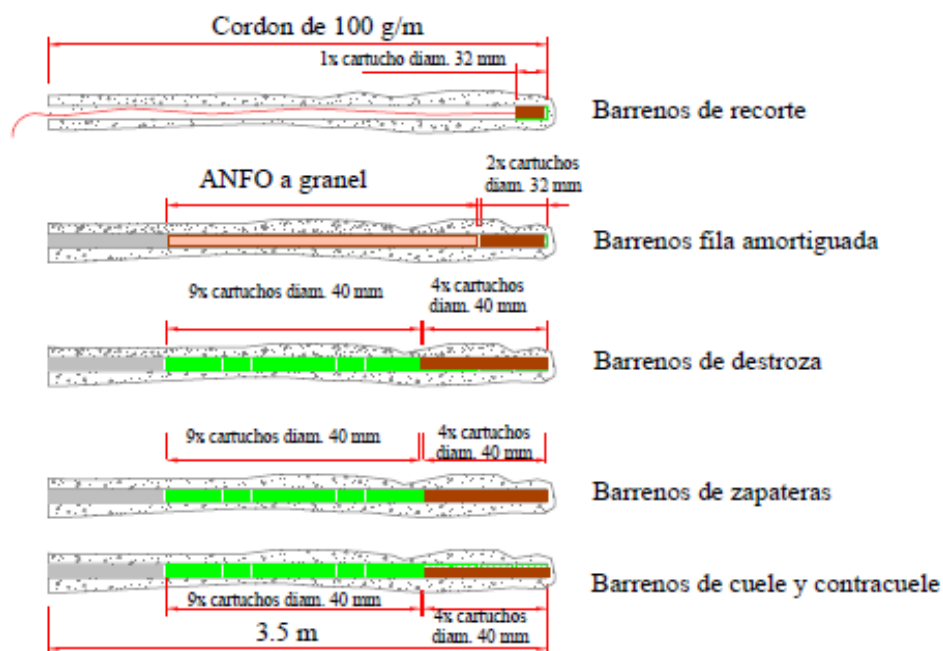
##### Geometría del banco

Altura de banco 15 m  
Ángulo del banco 75°  
Berna 10 m





DETALLE DE CARGA DE LOS BARRENOS (diam. 48 mm)



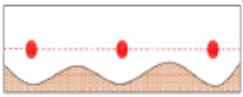

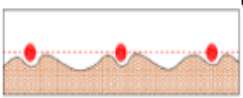
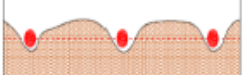
#### A.4 Plantilla de evaluación de calidad en la voladura de contorno:

OBRA:	
PK:	NºVOLADURA:
FECHA:	
TIPO DE ROCA:	

PRECORTE/RECORTE	DIAMETRO:	
UD:	LONGITUD:	
B:	INCLINACION:	
S:	ML PERF:	

FACTOR DE CANAS VISIBLES	
Longitud total perforada	
Longitud de cañas visibles	


(Insertar foto excavacion precortada/recortada)

PERFIL DE EXCAVACION		SI	NO
Sobreexcavación general			
Sobreexcavación alrededor de los barrenos			
Sobreexcavación entre barrenos			
Roca saliente entre barrenos			

	SI	NO
PRESENCIA DE CANAS QUEMADAS		
DESVIACIONES		
FALTA DE PARALELISMO		
DAÑOS POR SOBREROTURA DE LA FILA DE PRODUCCION		

OBSERVACIONES:

## A.5 Hoja de especificaciones sismógrafos:



**Instantel**  
www.instantel.com

# Minimate Pro 6™

**Advanced Vibration, Air Overpressure and Sound Monitoring Using 6 Channels**

With over 38 years of expertise, Instantel has set the industry standard with our vibration, air-overpressure and sound monitoring units. Our monitoring units are used worldwide enforcing our reputation as a global leader of tough, rugged and reliable products.

**Key Features**

- 7,100+ events storage capacity. (28,000 with extended memory)
- Uninterrupted monitoring with zero dead-time between events.
- Records full waveform events up to 2.5 hours long. (triggered, 6-channel @1024 SPS)
- Records full waveform events up to 19 hours long. (manual, 6-channel @1024 SPS with extended memory)
- Histogram-Combo mode captures full-waveform events in parallel to Histogram recording.
- Synchronize event data to within 100 microseconds. (optional GPS required)
- EMI Shielding, Ethernet Connection and Waterproof rating of IP67.
- Internal battery lasting up to 10 days.

**Range of Applications**

- Construction Activity
- Underwater Monitoring
- Demolitions
- Near/Far-Field Blast Analysis
- Heavy Transportation
- Pile Driving
- Vibration Dose Value (VDV)
- Research/Education
- Sound Monitoring

**Monitor Remote Locations**

- Integrates seamlessly into Instantel's THOR/Vision Event Management Software
- Auto Call Home relays data straight to you or automatically posts the data to Vision

**Sensor Options (Compliance)**

- ISEE Triaxial Geophone
- Triaxial Borehole Geophone
- ISEE Linear Microphone
- DIN Triaxial Geophone (1-80 Hz or 1-315 Hz)
- Sound Level Microphone

**Sensor Options (Requires THOR Advanced Licence)**






- High-Frequency Geophones and Boreholes (30 - 1,000 Hz)
- High-Pressure Microphone (up to 10 psi)
- Hydrophone (8 - 500 Hz)
- Accelerometers (1 - 3,000 Hz for 0.5 g and 50 g, 0.5 - 500 Hz for 500 g)

**Enhance Your Data Analysis Using Instantel's THOR Advanced Software**

- Reduce vibrations efficiently using the Signature Hole Analysis feature.
- Calculate the structural response based on a comparison of two waveforms recorded inside and simultaneously outside a structure.
- Calculate the effects of vibrations (Vibration Dose Value, VDV) with our Human Exposure Reports feature.

**THOR Includes the Following Compliance Standards and Graphs**

• Australia 2187.2-1993	• Function de Ponderation	• NZS/ISO 2631-2:1989 Combined curves
• Brazilian Standard NBR 9653/2005	• GFEE + Ministère Environnement	• QLD APP Standard
• British Standard 7385	• Harmoniska Svängningar	• Recommendation GFEE/GFEE*
• BS 6472:1992 (Curves 8,16,20,32,60,90,128)	• Indian CMRI, DGMS India (A) & (B)	• Swiss SN 640 312a (Mining/Pile Driving/Traffic)
• Criterio Prevencion (Une 22.381)	• Indonesian SNI 7571:2010	• Toronto 514-2008
• Czech and Slovak Standard	• ISEE Seismograph Specification-2017	• Turkey Mining & Quarry
• DIN 4150	• New Zealand 4403:1976	• USBM RI8507 And OSMRE
• DIN 45669-1 (2010)	• NOM-026-SESH-2007	



## General Specifications

<b>Minimate Pro Channels</b>	Channels 1-3, ISEE or DIN Triaxial Geophone or various configurations of advanced sensors. Channels 4-6, a 2nd ISEE / DIN Triaxial Geophone, or an ISEE Linear Microphone or Sound Level Microphone, or various configurations of advanced sensors.	
<b>Geophone</b>	<b>ISEE</b>	<b>DIN</b>
• Range	Up to 254 mm/s (10 in/s)	Up to 254 mm/s (10 in/s)
• Response Standard	ISEE Seismograph Specification (2017)	DIN 45669-1
• Resolution	0.00788 mm/s (0.00031 in/s)	0.00788 mm/s (0.00031 in/s)
• Frequency Range	2 to 250 Hz	1 to 315 Hz or 1 to 80 Hz
• Accuracy	From 2 to 4 Hz and 125 to 250 Hz: +5% to -3 dB of an ideal flat response, from 4 to 125 Hz: ±5% or ±0.5 mm/s (0.02 in/s) whichever is larger. Phase shift from 2.5 to 250 Hz <10% of maximum absolute value of 2 superimposed harmonic vibrations.	DIN: 45669-1 standard
• Phase Response		
• Transducer Density	2.2 g/cc (137 lbs/ft³)	2.2 g/cc (137 lbs/ft³)
• Maximum Cable Length	75 m (250 ft)	1,000 m (3,280 ft)
<b>Microphones</b>	<b>ISEE Linear Microphone</b>	<b>Sound Level Microphone</b>
• Weighting Scales	ISEE Linear Microphone	A-Weight or C-Weight
• Response Standard	ISEE Seismograph Specification (2017)	Fast (125s) or Slow (1s)
• Range	2 to 500 Pa (0.00029 to 0.0725 psi) [88 to 148 dB]	33 to 140 dB A or C
• Resolution	0.0156 Pa (2.2662x10 <sup>-6</sup> psi)	0.05 dB (Display limit 0.1 dB)
• Frequency Range	2 to 250 Hz	Up to 20 kHz
• Accuracy	@ 2 Hz: -3 dB ± 1 dB, @ 3 Hz: -1 dB ± 1 dB, from 4 Hz to 125 Hz: ±1 dB, @ 200 Hz: +1 dB to -3 dB, @ 250 Hz +1 dB to -4 dB	IEC 61672 Class 1
• Maximum Cable Length	75 m (250 ft)	75 m (250 ft)
<b>Optional Advanced Sensors</b>	High Pressure Microphone, High Frequency Geophone, High Frequency Borehole Geophone, Uniaxial and Triaxial Accelerometers, Hydrophone (Please contact InstanTel for more information).	

## Waveform Recording

<b>Record Modes</b>	Waveform, Waveform Manual
<b>Seismic Trigger</b>	0.13 to 254 mm/s (0.005 to 10 in/s)
<b>Linear Acoustic Trigger</b>	2.0 to 500 Pa (0.00029 to 0.0725 psi)
<b>Sound Level Microphone</b>	33 to 140 dB (A or C)
<b>Record Stop Mode</b>	512, 1,024, 2,048, 4,096, (with an advanced license: 8,192, 16,384, 32,768, 65,536) S/s (independent of record time)
<b>Record Time</b>	Fixed record time, AutoRecord™ (see Auto Record Time below)
<b>Auto Record Time</b>	1-9,000 seconds (1-30 seconds, then 30-second increments up to 9,000 seconds) plus a 0.25 second pre-trigger.
<b>Cycle Time</b>	Event is recorded until activity remains below trigger level for duration of auto window, or until available memory is full.
<b>Storage Capacity</b>	Recording uninterrupted by event processing, monitoring, or communication - no dead time below 65 KHz.
<b>Full Waveform Events</b>	64 MBs. Optional 240 MBs. 7,100+ 1-second events at 1,024 S/s sample rate with two geophones (28,000 with extended memory)

## Histogram Recording

<b>Record Modes</b>	Histogram and Histogram-Combo™ (unit captures triggered waveforms while recording in Histogram mode)
<b>Recording Interval</b>	2 seconds up to 30 seconds (1-second increments), 30 seconds up to 60 minutes (30-second increments)
<b>Histogram Storage Capacity</b>	512,000 intervals (Examples: ~12 days at 2-second intervals, ~1 year at 1-minute intervals with two geophones)
<b>Histogram Combo Storage Capacity</b>	30 days of Histogram recording at 1-minute intervals, and over 6,500 1-second waveform events at 1,024 S/s

## Physical Specifications

<b>Dimensions</b>	25.4(l) x 11.75(w) x 10.80(h) cm (10.00 x 4.63 x 4.25 in); length dimension includes connectors and dust caps
<b>Unit Weight</b>	2.27 kg (5 lbs)
<b>Battery</b>	10 Days
<b>User Interface</b>	10 domed tactile with separate keys for common functions
<b>Display</b>	7-line x 32-character, high-contrast, backlit LCD
<b>PC Interface</b>	Ethernet® cable, supplied, for PC to unit connection or RS-232 with an optional USB adapter
<b>Auxiliary Inputs and Outputs</b>	External Trigger and Remote Alarm
<b>Environmental</b>	
• LCD Operating Temperature	-20 to 45 °C (-4 to 113 °F)
• Electronics Operating Temperature	-40 to 45 °C (-40 to 113 °F)
• Water Resistance	IP67 – submerge to 30 cm (1 ft) for 24 hours
<b>Remote Communications</b>	Supported modems: Sierra Wireless™ Airlink® RV-50, GX-400, LS-300. Automatically transfers events when they occur through the Auto Call Home feature, monitor start/stop timer.
<b>Optional Features</b>	
• GPS	Factory installed, for time synchronizing event data.
• Vision (Cloud-based software)	Provides stakeholders with secure, encrypted, access to event data, and allows instant sharing for time-sensitive projects.
<b>Electrical Standards</b>	CE Class B. The Minimate Pro has been tested and passed IEC 61010-1: (2nd ed. 2001) (CB scheme test report available).

2100002 Rev12 - Product specifications are subject to change

Corporate Office  
309 Legget Drive  
Ottawa, Ontario, K2K 3A3  
Canada

USA Office  
808 Commerce Park Drive  
Ogdensburg, New York, 13669  
USA

Toll Free: (800) 267 9111  
Telephone: (613) 592 4642  
Email: sales@instanTel.com  
www.instanTel.com

© 2020 InstanTel, a member of Stanley Black & Decker, Inc.  
All rights reserved. Design, features, and specifications are  
subject to change without notice.

Stanley Black & Decker



# Instruction Sheet

## High Frequency Triaxial Geophone

The High Frequency Triaxial Geophone is intended for use with Minimate Pro4/Pro6 monitoring units. The geophone may be attached to the "Channel 1-3" connector on both the Minimate Pro4 and Minimate Pro6 or on the "Channel 4-G" connector on the Minimate Pro6. Extension cables can also be used to operate the Minimate Pro4/Pro6 unit a safe distance from the vibration source.



### Tools and Materials Required

- High Frequency Triaxial Geophone ..... (P/N: 720A4701)
- Minimate Pro4 monitoring unit ..... (P/N: 720A2301) or
- Minimate Pro6 monitoring unit ..... (P/N: 720A2401)
- Extension cables, as required
  - 30 m (100 ft) ..... (P/N: 720A3301)
  - 75 m (250 ft) ..... (P/N: 720A3302)
  - Custom Length ..... (P/N: 301-000034-000)
  - Custom Cable Connector Assembly ..... (P/N: 720A3305)
- Wall Mount Kit, as required ..... (P/N: 718A0101)
- THOR Advanced software ..... (P/N: 72300201)
- Leveling Plate, as required ..... (P/N: 714A1801)

### Range of Applications

- Construction Activity
- Near-Field Blast Analysis
- Multi-Point Monitoring
- Pile Driving
- Demolitions
- Research/Education
- Environmental
- Structural
- Compaction







### Physical Installation

The High Frequency Triaxial Geophone can be bolted or securely attached to a surface, either directly or with the aid of the optional leveling plate. Position the sensor with leveling plate, if attached, on the surface and mark the position of the bolt. Use a 9.5 mm (3/8 inch) bolt or threaded rod. Install the bolt according to the manufacturer's instructions. Slide the geophone, and leveling plate over the bolt. Slide a 9.5 mm (3/8 inch) washer and a 9.5 mm (3/8 inch) lock washer over the bolt. If using the leveling plate, level the geophone using the leveling feet and integrated bubble level. Tighten the retaining nut to complete the installation.

Specifications	Metric	Imperial
Amplitude Range	2540 mm/s	100 in/s
Frequency Range	30 - 1,000 Hz	
Sensitivity	0.00126874 V/mm/s	0.032226 V/in/s
Resolution	0.0788 mm/s	0.00310 in/s
Trigger Levels	1.27 to 2543 mm/s	0.05 to 100 in/s
Sensor Density	2.3 g/cc	144 lbs/ft <sup>3</sup>
Recommended Sample Rate	4,096 S/s	
Cable Length	1.8 m	6 ft

## A.6 Plantilla de estaciones geomecánicas:

FICHA DE ESTACION GEOMECÁNICA 01																			COORDENADAS: X: Y: Z: ESTACIÓN Nº: XXX																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
FECHA:																			Calidad de afloramiento: EXCELENTE																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
<table border="1"> <tr> <th>MEDIDAS</th> <th>1</th><th>2</th><th>3</th><th>4</th><th>5</th><th>6</th><th>7</th><th>8</th><th>9</th><th>10</th><th>11</th><th>12</th><th>13</th><th>14</th><th>15</th><th>16</th><th>17</th><th>18</th><th>19</th> </tr> <tr> <td>Tipo de Plano</td> <td>S0</td><td>S0</td><td>S0</td><td>J1</td><td>J1</td><td>J2</td><td>J2</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td><td>J</td> </tr> <tr> <td>DIP DIR</td> <td>225</td><td>224</td><td>215</td><td>275</td><td>280</td><td>302</td><td>308</td><td>58</td><td>98</td><td>84</td><td>213</td><td>227</td><td>288</td><td>202</td><td>212</td><td>240</td><td>223</td><td>322</td><td>282</td> </tr> <tr> <td>DIP-</td> <td>38</td><td>26</td><td>27</td><td>84</td><td>88</td><td>77</td><td>88</td><td>80</td><td>85</td><td>87</td><td>37</td><td>22</td><td>84</td><td>28</td><td>28</td><td>32</td><td>30</td><td>70</td><td>80</td> </tr> <tr> <td>ESPACIADO</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>&gt; 2000 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>20</td><td>21</td><td>22</td><td>23</td><td>24</td> </tr> <tr> <td>800 - 2000 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>178</td><td>90</td><td>74</td><td>183</td><td>215</td> </tr> <tr> <td>200 - 800 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td>500</td><td>500</td><td>230</td><td></td><td>210</td><td>210</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>39</td><td>85</td><td>83</td><td>34</td><td>20</td> </tr> <tr> <td>80 - 200 mm</td> <td>100</td><td>100</td><td>100</td><td></td><td></td><td></td><td>100</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>25</td><td>28</td><td>27</td><td>28</td><td></td> </tr> <tr> <td>&lt; 80 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>33</td><td>72</td><td>75</td><td>75</td><td></td> </tr> <tr> <td>CONTINUIDAD</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>&lt; 1 m</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>0.5</td><td>0.5</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>88</td><td>88</td><td>88</td><td>88</td> </tr> <tr> <td>1-3 m</td> <td></td><td></td><td></td><td>1</td><td>1</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>3-10 m</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>10-20 m</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>&gt; 20 m</td> <td>X</td><td>X</td><td>X</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>APERTURA</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>Nada</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>&lt; 0.1 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>0.1-1.0 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>1-5 mm</td> <td>1</td><td>1</td><td>1</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>&gt; 5 mm</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>RUGOSIDAD</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>Ondulación</td> <td>LR</td><td>LR</td><td>LR</td><td>LR</td><td>LR</td><td>LR</td><td>LR</td><td>R</td><td>R</td><td>R</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>JRC</td> <td>10-12</td><td>10-12</td><td>10-12</td><td>16-18</td><td>16-18</td><td>16-18</td><td>16-18</td><td>8-10</td><td>8-10</td><td>8-10</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>METOR. JUNTA</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>Grado</td> <td>2</td><td>2</td><td>2</td><td>1</td><td>1</td><td>1</td><td>1</td><td>2</td><td>2</td><td>2</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>AGUA</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>Seco</td> <td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td>X</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>Lig. húmedo</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>Húmedo</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>Goteando</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>Fluyendo</td> <td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>RELLENO</td> <td colspan="19"></td> </tr> <tr> <td>Naturaleza</td> <td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td>SR</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td> </tr> <tr> <td>Espesor mm</td> <td colspan="19"></td> </tr> </table>																			MEDIDAS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	Tipo de Plano	S0	S0	S0	J1	J1	J2	J2	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	DIP DIR	225	224	215	275	280	302	308	58	98	84	213	227	288	202	212	240	223	322	282	DIP-	38	26	27	84	88	77	88	80	85	87	37	22	84	28	28	32	30	70	80	ESPACIADO																				> 2000 mm															20	21	22	23	24	800 - 2000 mm															178	90	74	183	215	200 - 800 mm					500	500	230		210	210					39	85	83	34	20	80 - 200 mm	100	100	100				100								25	28	27	28		< 80 mm															33	72	75	75		CONTINUIDAD																				< 1 m							0.5	0.5								88	88	88	88	1-3 m				1	1															3-10 m																				10-20 m																				> 20 m	X	X	X						X	X	X									APERTURA																				Nada					X	X	X	X	X	X	X									< 0.1 mm																				0.1-1.0 mm																				1-5 mm	1	1	1																	> 5 mm																				RUGOSIDAD																				Ondulación	LR	LR	LR	LR	LR	LR	LR	R	R	R										JRC	10-12	10-12	10-12	16-18	16-18	16-18	16-18	8-10	8-10	8-10										METOR. JUNTA																				Grado	2	2	2	1	1	1	1	2	2	2										AGUA																				Seco	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X										Lig. húmedo																				Húmedo																				Goteando																				Fluyendo																				RELLENO																				Naturaleza	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR										Espesor mm																				LITOLÓGIA: CALIZAS METEORIZACIÓN: Grado II FORMACIÓN: RESISTENCIA: R4 = Dura		
MEDIDAS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
Tipo de Plano	S0	S0	S0	J1	J1	J2	J2	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J	J																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
DIP DIR	225	224	215	275	280	302	308	58	98	84	213	227	288	202	212	240	223	322	282																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
DIP-	38	26	27	84	88	77	88	80	85	87	37	22	84	28	28	32	30	70	80																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
ESPACIADO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
> 2000 mm															20	21	22	23	24																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
800 - 2000 mm															178	90	74	183	215																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
200 - 800 mm					500	500	230		210	210					39	85	83	34	20																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
80 - 200 mm	100	100	100				100								25	28	27	28																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
< 80 mm															33	72	75	75																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
CONTINUIDAD																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
< 1 m							0.5	0.5								88	88	88	88																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
1-3 m				1	1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
3-10 m																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
10-20 m																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
> 20 m	X	X	X						X	X	X																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
APERTURA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Nada					X	X	X	X	X	X	X																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
< 0.1 mm																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
0.1-1.0 mm																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
1-5 mm	1	1	1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
> 5 mm																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
RUGOSIDAD																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Ondulación	LR	LR	LR	LR	LR	LR	LR	R	R	R																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
JRC	10-12	10-12	10-12	16-18	16-18	16-18	16-18	8-10	8-10	8-10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
METOR. JUNTA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Grado	2	2	2	1	1	1	1	2	2	2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
AGUA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Seco	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
Lig. húmedo																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Húmedo																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Goteando																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Fluyendo																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
RELLENO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Naturaleza	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
Espesor mm																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
CROQUIS FRATURAS (DIPS)																			<table border="1"> <tr> <th>FAMILIAS</th> <th>DIPDIR</th> <th>DIP</th> </tr> <tr> <td>S0</td> <td>220</td> <td>27</td> </tr> <tr> <td>J1</td> <td>278</td> <td>88</td> </tr> <tr> <td>J4</td> <td>77</td> <td>85</td> </tr> </table>			FAMILIAS	DIPDIR	DIP	S0	220	27	J1	278	88	J4	77	85																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
FAMILIAS	DIPDIR	DIP																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
S0	220	27																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
J1	278	88																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
J4	77	85																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
																			<table border="1"> <tr> <th>RMR</th> <th>Calidad</th> </tr> <tr> <td>58</td> <td>Media</td> </tr> <tr> <td>77</td> <td>Buena</td> </tr> </table>			RMR	Calidad	58	Media	77	Buena																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																										
RMR	Calidad																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
58	Media																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
77	Buena																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
<table border="1"> <tr> <th>Martillo Schmidt</th> <th>Media</th> </tr> <tr> <td>29</td><td>33</td><td>38</td><td>50</td> </tr> <tr> <td>20</td><td>49</td><td>33</td><td>27</td> </tr> <tr> <td>52</td><td>27</td><td>53</td><td>47</td> </tr> <tr> <td>39</td><td>40</td><td>41</td><td>34</td> </tr> </table>																			Martillo Schmidt	Media	29	33	38	50	20	49	33	27	52	27	53	47	39	40	41	34	<table border="1"> <tr> <th>Fracturas/metro</th> <th>J1</th> <th>17</th> </tr> <tr> <th>Fracturas/metro</th> <th>J2</th> <th>11</th> </tr> <tr> <th>Juntas/m3</th> <th>Jv</th> <th>23.43</th> </tr> </table>			Fracturas/metro	J1	17	Fracturas/metro	J2	11	Juntas/m3	Jv	23.43																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
Martillo Schmidt	Media																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
29	33	38	50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
20	49	33	27																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
52	27	53	47																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
39	40	41	34																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
Fracturas/metro	J1	17																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
Fracturas/metro	J2	11																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
Juntas/m3	Jv	23.43																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																			
CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR																			FOTOGRAFIA DE LA ESTACIÓN GEOMECÁNICA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		

<b>ESTACIÓN GEOMECÁNICA DEL FRENTE EN AVANCE</b>											
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div style="width: 60%;"> <p>Obra: _____</p> <p>Tramo: _____</p> </div> </div>											
<b><u>SITUACIÓN DEL FRENTE EN AVANCE:</u></b>											
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div>Calzada: _____</div> <div>Boca: _____</div> <div>Fecha: _____</div> <div>Hora: _____</div> </div> <div style="display: flex; justify-content: space-between; margin-top: 5px;"> <div>PK inicio: _____</div> <div>PK final: _____</div> </div> <p>Actividades en realización: _____</p>											
<b><u>AVANCE PROPUESTO</u></b>											
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div>Método de excavación: _____</div> <div>Longitud de pase: _____</div> </div> <div style="display: flex; justify-content: space-between; margin-top: 5px;"> <div>Tipo de sostenimiento: _____</div> </div> <p>Tratamientos especiales: _____</p>											
<b><u>GEOLOGÍA/GEOTECNÍA DEL FRENTE</u></b>											
<div style="display: flex; align-items: center; justify-content: center;"> <div style="text-align: center; margin-right: 20px;"> <p>ESCALA</p>  </div> <div style="text-align: center; margin-right: 20px;"> <p>HASTIAL IZQ.</p>  </div> <div style="text-align: center; margin-right: 20px;"> <p>CLAVE</p>  </div> <div style="text-align: center; margin-right: 20px;">  </div> <div style="text-align: center; margin-right: 20px;"> <p>HASTIAL DCH.</p>  </div> <div style="text-align: center; margin-left: 20px;"> <p>ESCALA</p>  </div> </div>											
<b>MATRIZ ROCOSA</b>			<b>PLANOS DE DISCONTINUIDAD</b>								
LITOLÓGIA	ALTERACIÓN (H-V)		TIPO	DIR. BUZAM.	BUZAM.	PERSIST (m)	SEPARAC.	APERT. (mm)	JRC	RELLENO	
<b><u>CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA</u></b>											
RQD		J <sub>n</sub>	J <sub>r</sub>	J <sub>a</sub>	J <sub>w</sub>	SRF	Q (BARTON)				
Índice carga puntual		Martillo Schmidt	RQD	Sep. Juntas	Cond. Juntas	Agua	Orientación Juntas	MÁX:	MÍN:		
								RMR (BIENIAWSKI)			
								MÁX:	MÍN:		
<b><u>OBSERVACIONES:</u></b>											
<b>Nº IDENTIFICACIÓN</b>			Realizado por:				Supervisado por:				
			Fecha:				Fecha:				